Google

This is a digital copy of a book that was preserved for generations on library shelves before it was carefully scanned by Google as part of a project to make the world's books discoverable online.

It has survived long enough for the copyright to expire and the book to enter the public domain. A public domain book is one that was never subject to copyright or whose legal copyright term has expired. Whether a book is in the public domain may vary country to country. Public domain books are our gateways to the past, representing a wealth of history, culture and knowledge that's often difficult to discover.

Marks, notations and other marginalia present in the original volume will appear in this file - a reminder of this book's long journey from the publisher to a library and finally to you.

Usage guidelines

Google is proud to partner with libraries to digitize public domain materials and make them widely accessible. Public domain books belong to the public and we are merely their custodians. Nevertheless, this work is expensive, so in order to keep providing this resource, we have taken steps to prevent abuse by commercial parties, including placing technical restrictions on automated querying.

We also ask that you:

+ *Make non-commercial use of the files* We designed Google Book Search for use by individuals, and we request that you use these files for personal, non-commercial purposes.

+ *Refrain from automated querying* Do not send automated queries of any sort to Google's system: If you are conducting research on machine translation, optical character recognition or other areas where access to a large amount of text is helpful, please contact us. We encourage the use of public domain materials for these purposes and may be able to help.

+ *Maintain attribution* The Google "watermark" you see on each file is essential for informing people about this project and helping them find additional materials through Google Book Search. Please do not remove it.

+ *Keep it legal* Whatever your use, remember that you are responsible for ensuring that what you are doing is legal. Do not assume that just because we believe a book is in the public domain for users in the United States, that the work is also in the public domain for users in other countries. Whether a book is still in copyright varies from country to country, and we can't offer guidance on whether any specific use of any specific book is allowed. Please do not assume that a book's appearance in Google Book Search means it can be used in any manner anywhere in the world. Copyright infringement liability can be quite severe.

About Google Book Search

Google's mission is to organize the world's information and to make it universally accessible and useful. Google Book Search helps readers discover the world's books while helping authors and publishers reach new audiences. You can search through the full text of this book on the web at http://books.google.com/

Über dieses Buch

Dies ist ein digitales Exemplar eines Buches, das seit Generationen in den Regalen der Bibliotheken aufbewahrt wurde, bevor es von Google im Rahmen eines Projekts, mit dem die Bücher dieser Welt online verfügbar gemacht werden sollen, sorgfältig gescannt wurde.

Das Buch hat das Urheberrecht überdauert und kann nun öffentlich zugänglich gemacht werden. Ein öffentlich zugängliches Buch ist ein Buch, das niemals Urheberrechten unterlag oder bei dem die Schutzfrist des Urheberrechts abgelaufen ist. Ob ein Buch öffentlich zugänglich ist, kann von Land zu Land unterschiedlich sein. Öffentlich zugängliche Bücher sind unser Tor zur Vergangenheit und stellen ein geschichtliches, kulturelles und wissenschaftliches Vermögen dar, das häufig nur schwierig zu entdecken ist.

Gebrauchsspuren, Anmerkungen und andere Randbemerkungen, die im Originalband enthalten sind, finden sich auch in dieser Datei – eine Erinnerung an die lange Reise, die das Buch vom Verleger zu einer Bibliothek und weiter zu Ihnen hinter sich gebracht hat.

Nutzungsrichtlinien

Google ist stolz, mit Bibliotheken in partnerschaftlicher Zusammenarbeit öffentlich zugängliches Material zu digitalisieren und einer breiten Masse zugänglich zu machen. Öffentlich zugängliche Bücher gehören der Öffentlichkeit, und wir sind nur ihre Hüter. Nichtsdestotrotz ist diese Arbeit kostspielig. Um diese Ressource weiterhin zur Verfügung stellen zu können, haben wir Schritte unternommen, um den Missbrauch durch kommerzielle Parteien zu verhindern. Dazu gehören technische Einschränkungen für automatisierte Abfragen.

Wir bitten Sie um Einhaltung folgender Richtlinien:

+ *Nutzung der Dateien zu nichtkommerziellen Zwecken* Wir haben Google Buchsuche für Endanwender konzipiert und möchten, dass Sie diese Dateien nur für persönliche, nichtkommerzielle Zwecke verwenden.

+ *Keine automatisierten Abfragen* Senden Sie keine automatisierten Abfragen irgendwelcher Art an das Google-System. Wenn Sie Recherchen über maschinelle Übersetzung, optische Zeichenerkennung oder andere Bereiche durchführen, in denen der Zugang zu Text in großen Mengen nützlich ist, wenden Sie sich bitte an uns. Wir fördern die Nutzung des öffentlich zugänglichen Materials für diese Zwecke und können Ihnen unter Umständen helfen.

+ *Beibehaltung von Google-Markenelementen* Das "Wasserzeichen" von Google, das Sie in jeder Datei finden, ist wichtig zur Information über dieses Projekt und hilft den Anwendern weiteres Material über Google Buchsuche zu finden. Bitte entfernen Sie das Wasserzeichen nicht.

+ *Bewegen Sie sich innerhalb der Legalität* Unabhängig von Ihrem Verwendungszweck müssen Sie sich Ihrer Verantwortung bewusst sein, sicherzustellen, dass Ihre Nutzung legal ist. Gehen Sie nicht davon aus, dass ein Buch, das nach unserem Dafürhalten für Nutzer in den USA öffentlich zugänglich ist, auch für Nutzer in anderen Ländern öffentlich zugänglich ist. Ob ein Buch noch dem Urheberrecht unterliegt, ist von Land zu Land verschieden. Wir können keine Beratung leisten, ob eine bestimmte Nutzung eines bestimmten Buches gesetzlich zulässig ist. Gehen Sie nicht davon aus, dass das Erscheinen eines Buchs in Google Buchsuche bedeutet, dass es in jeder Form und überall auf der Welt verwendet werden kann. Eine Urheberrechtsverletzung kann schwerwiegende Folgen haben.

Über Google Buchsuche

Das Ziel von Google besteht darin, die weltweiten Informationen zu organisieren und allgemein nutzbar und zugänglich zu machen. Google Buchsuche hilft Lesern dabei, die Bücher dieser Welt zu entdecken, und unterstützt Autoren und Verleger dabei, neue Zielgruppen zu erreichen. Den gesamten Buchtext können Sie im Internet unter http://books.google.com durchsuchen.

BRUNO KERL,

GRUNDRISS DER ALLGEMEINEN HÜTTENKUNDE.

GRUNDRISS

DER

ALLGEMEINEN HÜTTENKUNDE

VON

BRUNO KERL,

PROFESSOR.

MIT 163 IN DEN TEXT GEDRUCKTEN HOLZSCHNITTEN.

LEIPZIG.

VERLAG VON ARTHUR FELIX.

1872.

Das Recht der Uebersetzung in fremde Sprachen wird vorbehalten.

Vorwort.

Gestützt auf die Erfahrungen einer fünfundzwanzigjährigen Lehrthätigkeit an den Bergakademien zu Clausthal und Berlin lasse ich meinem Handbuche der metallurgischen Hüttenkunde einen Grundriss dieser Wissenschaft in drei von einander unabhängigen Abtheilungen, welche die allgemeine, die Metall- und die Eisenhüttenkunde umfassen, folgen. Zunächst als Leitfaden beim Unterrichte sowohl für Lehrer als für Studirende bestimmt, ist die Arbeit in einer solchen Ausführlichkeit zu halten gesucht, dass dieselbe auch für den praktischen Hüttenmann nicht ohne allen Nutzen sein dürfte. Namentlich im Interesse des letzteren sind reichliche Literaturcitate gegeben worden, um einen vollständigen Einblick in die Ergebnisse der hüttenmännischen Theorie und Praxis bis zum heutigen Tage zu ermöglichen. Den älteren rationellen chemischen Formeln wurden die modernen empirischen beigefügt und neben einer Anzahl neuer Holzschnitte sind, um das Werk nicht ohne Noth zu vertheuern, auch solche aus Verlagsartikeln der Felix-schen Buchhandlung und aus der von mir herausgegebenen Muspratt-schen technischen Chemie benutzt.

Berlin, im Februar 1872.

B. Kerl.

237396

Inhaltsverzeichniss.

Einleitung.

§. Seite

1. **Umfang der Hüttenkunde 1. Eintheilung 1.**

1. Abschnitt.

Eigenschaften der Metalle und ihrer hüttenmännisch wichtigen Verbindungen.

2. **Allgemeines** 1
   Einfluss der Eigenschaften 2.
3. **Metalle** 2
   Chem. Eigensch. 2. Physikal. Eigensch. 4.
4. **Metalllegirungen** 10
   Constitution, Entstehung, Eigenschaften und Zerlegungsmittel 10.
5. **Metalloxyde** 10
   Entstehung, Eigenschaften und Zerlegung 10.
6. **Schwefelmetalle** 11
   Entstehung 11. Constitution 12. Zersetzung 12. Röstverhalten 12.
7. **Arsen- und Antimonmetalle** 14
   Entstehung 14. Eigenschaften 14. Zersetzung 14.
8. **Kohlenstoffmetalle** 14
   Entstehung 14. Zersetzung 15.
9. **Phosphormetalle** 15
   Entstehung 15. Zersetzung 15.
10. **Siliciummetalle** 15
    Entstehung 15. Zersetzung 15.
11. **Metallsalze** 16
    Sauerstoffsalze 16. Haloidsalze 16. Zersetzung 16.

2. Abschnitt.

Von den Hüttenprocessen.

12. **Allgemeines** 17
    Chemische Operationen 17. Mechanische Operationen 17. Metallverluste 17. Remedien 17.

1. Cap. Trockene Processe.

A. Processe unter Schmelzhitze ausgeführt.

13. **Glühen, Tempern, Adouciren, Anlassen, Schweissen** 17
    Zweck 17. Beispiele 18.
14. **Cementiren** 18
    Zweck 18. Beispiele 18.
15. **Rösten** 18
    Zweck 18. Röstmethoden 18. Röstapparate 20.

B. Processe in Schmelzhitze ausgeführt.

16. **Allgemeines** 22
    Eintheilung 22.
17. **Schmelzprocesse** 22
    Classification 22.
18. **Saigerprocesse** 24
    Zweck 24. Beispiele 24.
19. **Krystallisationsprocesse** 24
    Zweck 24.

C. Processe, welche Dampfform bedingen.

§. Seite
20. Sublimations- und Destillationsprocesse 24
Zweck 24.

2. Cap. Nasse Hüttenprocesse.

21. Amalgamation 24
Wesen derselben 24. Eintheilung 24.
22. Auflösungs- und Fällungsprocesse 24
Wesen derselben 24. Beispiele 25.

3. Abschnitt.
Hüttenmaterialien.

23. Allgemeines 25
Materialien 25.

1. Cap. Erze.

24. Zusammensetzung der Erze 25
Vorkommen der Metalle 25.
25. Aufbereitung und Bezeichnung der Erze 26
Zweck der Aufbereitung 26. Bezeichnung der Erze 26.
26. Uebernahme und Aufbewahrung der Erze 26
Transport 26. Verwägen 27. Remedien 27. Erztaxen 27. Aufbewahrung der Erze 27. Verwittern 27. Auslaugen 28.
27. Probiren der Erze 28
Zweck 28. Probenehmen 28. Zurichtung des Probirgutes 30. Probirwagen 31. Gewichte 31. Oefen 31. Probirgefässe aus Thon, Eisen und Knochenmehl 34. Probirgeräthschaften 35. Probirreagentien 36.
28. Mechanische Vorbereitungs-Operationen 37
Zerkleinerungsarbeiten 37. Trennungsarbeiten 37. Mengungsarbeiten 37.

2. Cap. Zuschläge und Flüsse.

29. Zweck und Classification derselben 39
Röst-, Schmelz-, Sublimations-, Destillations- und Cementationszuschläge 40.

3. Cap. Brennmaterialien.

30. Classification 41
Rohe oder natürliche Br. 41. Verkohlte Br. 41. Künstliche oder agglomerirte Br. 43. Flüssige Br. 43. Gasförmige Br. 43.
31. Verbrennungserscheinungen 44
Vollständ. Verbr. 44. Unvollständ. Verbr. 44. Flammenerscheinungen 44. Dissociationserscheinungen 45. Brenn- und Flammbarkeit 45. Trocknen und Darren 45.
32. Docimastische Untersuchung 45
Hygroskop. Wasser 46. Kohlengehalt 46. Aschengehalt 46. Physik. und chem. Verhalten 46. Wärmeeffect: a) absoluter W.-E. 47. b) Specifischer W.-E. 51. c) Pyrometrischer W.-E. 51. Tabelle der Wärmeeffecte, Glühegrade und Schmelzpunkte 54.

A. Rohe Brennmaterialien.

33. Holz 59
Nähere Bestandtheile 59. Zusammensetzung 60. Ankauf 60. Anwendbarkeit 60. Wärmeeffect 60.
34. Torf 60
Classification nach Vorkommen, Alter und Gewinnungsart 61. Nähere Bestandtheile 62. Zusammensetzung 63. Spec. Gew. 63. Wärmeeffect 63.
35. Braunkohle 64
Vorkommen 63. Zusammensetzung 64. Wärmeeffect 65.
36. Steinkohle 65
Vorkommen 65. Unterscheidung von Braunkohlen 65. Classification 65. Zusammensetzung 66. Verwittern 67. Aschengehalt 67. Wassergehalt 67. Spec. Gew. 68. Künstl. Brennmaterialien 68. Wärmeeffect 68.

B. Verkohlte Brennmaterialien.

37. Holzkohle 68
Verhalten des Holzes in der Hitze 68. Verkohlungsmethoden 69. Eigenschaften und Zusammensetzung der Holzkohlen 74. Wärmeeffect 74.
38. Torfkohle 75
Anwendbarkeit 75. Darstellung in Meilern, Haufen, Gruben, Meileröfen und geschlossenen Oefen 75. Zusammensetzung 76. Wärmeeffect 76.

§. Seite

39. Braunkohlencokes 76
Anwendbarkeit 76.

40. Steinkohlencokes : 77
Erfordernisse für eine anwendbare Steinkohle 77. Grundsätze der Vercokung 78. Cokesausbringen 79. Vercokungsapparate 80:
I. Apparate ohne Benutzung der Gichtgase zum Vercoken selbst 80.
A. Apparate mit beweglicher Decke und beweglichen Seitenwänden 80. Meiler 80. Haufen 81.
B. Apparate mit unbeweglichen Seitenwänden und beweglicher Decke 81. Meileröfen 81.
C. Geschlossene Oefen 82. Wirkungsweise 82. Destillationsproducte 82. Manipulationen 83. Oefen mit Benutzung der Destillationsproducte 83. Oefen mit Anwendung flüchtiger Destillationsproducte 84. Benutzung der Gichtgase 84. Condensation der flüchtigen Producte 86.
II. Apparate mit Benutzung der Gichtgase zum Vercoken 87. Oefen mit Gichtgasheizung 87. Arbeitsmanipulationen 88. Classification nach den Dimensionen, Thürenzahl und Luftzuführung 89.
A. Luftzutritt in die Aussencanäle (Retortenöfen) 89.
1. Oefen ohne Condensation der flüchtigen Producte 89. Ofen von Appolt 89.
2. Oefen mit Condensation der flüchtigen Substanzen 91. Oefen von Knab, Penelot, Benut und Renant 91.
B. Luftzutritt in den Vercokungsraum 91.
1. Oefen durch ihre eigenen Gase geheizt. Oefen von Haldy, François u. Rexroth, Gobiet, Talabot, Fabry, Coppée, Laumonier, Mankowsky 92.
2. Oefen, deren Gase sie wechselseitig heizen 93. Oefen von Fromont und Bourg, Gendebien, Smits, Dulait, Fabry, Smet 93.
Eigenschaften und Zusammensetzung der Cokes 94. Wärmeeffect 94.

C. Gasförmige Brennmaterialien.

41. Allgemeines 94
Entstehung 94. Anwendbarkeit 95. Theile der Gasfeuerung 95. Geschichtliches 95. Eigenschaften 96.

1. Gichtgase.

42. Allgemeines 96
Begriff 96. Ursprung 97.

43. Zusammensetzung und Eigenschaften der Gichtgase 97
Zusammensetzung 97. Ort der Gasentziehung 97. Analysen 97. Bildungsweise der einzelnen Bestandtheile 98. Chemische und physikalische Eigenschaften 99. Färbung und Intensität 100. Pressung 100. Giftigkeit 100.

44. Auffangung der Gichtgase 100
Aus unteren Ofengegenden 100. Aus oberen Ofengegenden, und zwar an der Peripherie 101; aus der Mitte 104; oberhalb der Beschickungssäule 105.

45. Fortleitung und Reinigung der Gichtgase 109
Bedingungen für die Fortleitung 109. Geschwindigkeit der Gase 109. Explosionen und deren Verhütung 109. Verunreinigung der Gichtgase 110. Zusammensetzung des Gichtstaubes 110. Reinigung der Gase durch trockene Reiniger 110, auf nassem Wege 111.

46. Verbrennung der Gichtgase 112
Bedingungen dafür 112. Anzünden der G. 112.

47. Benutzung der Gichtgase 114
Günstige und ungünstige Nutzung 114. Wärmeeffect 115.

2. Generatorgase.

48. Zusammensetzung und Eigenschaften 115
Entstehung 115. Zusammensetzung 116. Wärmeverluste beim Vergasen 117. Material zur Gaserzeugung 118.

49. Darstellung 119
Classification der Generatoren 119. Beispiele 120. Bedienung der Gasöfen 125.

50. Fortleitung und Reinigung der Generatorgase 126
Gasleitungen 126. Staub- und Theerfänge 126.

51. Verbrennung 126
Allgemeine Regeln 126. Verbrennungsmethoden 127. Steigerung der Verbrennungstemperatur 128.

4. Abschnitt.

Hüttenapparate und Geräthschaften.

52. Classification 134
Apparate für trockne und nasse Processe 134.

1. Cap. Hauptapparate für trockene Processe (Oefen).

53. Ofenbaumaterialien 135
Erforderliche Beschaffenheit 135.

§. Seite
54. Feuerfeste Ofenbaumaterialien 137
Natürliche feuerfeste Steine 137. Künstl. feuerfeste Steine 137. Eisenmäntel 138.
55. Minder feuerfeste Baumaterialien 138
Natürliche und künstliche Steine 138.
56. Feuerfeste lose Massen 138
Ueberzugsmaterialien 138.
57. Feuerfeste Bindemittel 139
Mörtel 139.
58. Hüttenanlagen 140
Stellung der Gebäude 140.
59. Ofenarten 140
Classification 140. Statik der Ofenclassen 140.

A. Herde.

60. Allgemeines 141
Einrichtung 141. Anwendbarkeit 141.

I. Herde ohne Gebläse.

61. Allgemeines 141
Zweck 141.
62. Röstvorrichtungen 141
Anwendbarkeit 141. Freie Haufen 142. Röststadeln 144. Röstgruben 147.
63. Schmelz- oder Saigervorrichtungen 147
Zweck 147. Saigerherd 147.

II. Herde mit Gebläse.

64. Allgemeines 148
Zweck 148. Kupfergaarherd 148.

B. Schachtöfen.

65. Allgemeines 148
Unterschied von den Herden 148. Ofentheile 148.
66. Ofenbau 149
Verfahren 149.

I. Zugschachtöfen.

67. Allgemeines 150
Zweck 150.
68. Röstöfen 150
Construction 150.
69. Röstöfen für Bruchstücke 151
Oefen für eingeschichtetes Brennmaterial 151. Flammenröstöfen 151. Gasröstofen 152. Röstöfen, in denen der Schwefelgehalt der Erze als Brennmaterial dient 152. Arbeiten in den Oefen 153.
70. Schliegröstöfen 153
Stöckelröstung 153. Staubstromröstung 153. Beispiele 154 (Oefen von Gerstenhöfer, Stetefeldt, Hasenclever, Whelply und Storer).
71. Zugschmelzöfen 158
Anwendbarkeit 158. Beispiele 158.

II. Gebläseschachtöfen.

72. Allgemeines 159
Wirkungsweise 159. Wärmeverwendung und Verluste 159. Brennmaterialien 161. Wirkungsweise der Oefen 161. Uebelstände beim Schachtofenbetrieb 162.
73. Gestalt der Oefen 162
Innere Gestalt und Weite 162. Aeussere Gestalt 165.
74. Ofenhöhe 166
Einflüsse darauf 166.
75. Zumachen der Oefen 166
Zweck 166. Methoden: Tiegelöfen 167. Spuröfen 168. Sumpföfen 169.
76. Ein- und mehrförmige Oefen 171
Formenzahl 171. Formenlage 171.
77. Arbeiten beim Ofenbetrieb 173
Zumachen 173. Anblasen 173. Chargiren 173. Arbeiten im Herd 175. Störungen im Ofenbetrieb 177.

C. Flammöfen.

78. Allgemeines 177
Unterschied zwischen Schacht- und Flammöfen 177. Wärmeverluste 178. Anwendbarkeit 179. Classification 179. Ofentheile 179.

§. Seite

79. Feuerungsraum 180
Rost 180. Planrost 180. Treppenrost 181. Etagenrost 182. Pultfeuerung 183.

80. Herd- oder Arbeitsraum 184
Ofenwände 184. Herd 184. Herdgewölbe 186. Oeffnungen zum Herdraum: Flammloch 186. Chargiröffnung 187. Arbeitsöffnungen 187. Ausziehe- und Abstichöffnung 188. Spähllöcher 188. Luftzuführungsöffnungen 188. Fuchs 188.

81. Esse 189
Wirkungsweise 189. Theorie 189. Material dazu 190. Dimensionen 191.

82. Arbeiten in Flammöfen 191
Herrichten des Herdes 191. Chargiren 191. Arbeiten im Herde 192. Schüren und Rostlüften 192. Entfernung der fertigen Massen aus dem Herde 192. Beseitigung des Schmelzherdes 193.

83. Beispiele 193
Röstöfen 193. Zugschmelzöfen 195. Gebläseschmelzöfen 196.

D. Gefässöfen.

84. Allgemeines 197
Anwendbarkeit 197. Classification 198.

2. Cap. Nebenapparate für trockene Processe (Rauchcondensatoren).

85. Allgemeines 198
Hüttenrauch 198. Schädliche Wirkung 198.

86. Vorrichtungen zur Beseitigung des Hüttenrauches 200
Flugstaub 200. Metalldämpfe 200. Gase 201.

3. Cap. Hilfsapparate und Werkzeuge für trockene Processe.

87. Allgemeines 203
Zweck 203.

A. Gebläse und Zubehör.

88. Allgemeines 203
Zweck 203. Nebenapparate 203.

I. Gebläsemaschinen.

89. Classification 204
Nach Druckwirkung 204. Nach Motor 205. Nach dem Material 206. Nach dem Windausfluss 206. Auswahl und Effect 206.

90. Kolbengebläse 207
I. Cylindergebläse 207.
A. Stehende Cylinder 207. Mit directer und indirecter Wirkung 207. Einzelne Theile: Cylinder 208. Kolben 210. Kolbenstange 210.
B. Horizontale Cylindergebläse 211. Direct und indirect wirkende 212.
C. Oscillirende oder schwingende Cylindergebläse 213.
II. Kastengebläse 214. Einfach und doppelt wirkende 214.

91. Balggebläse 215
Lederbälge 215. Holz- oder Spitzbälge mit beweglichem Ober- und Unterkasten 216.

92. Hydraulische Gebläse 217
A. Mit unveränderlichem Windkasten 217. Wassertrommelgebläse 217. Henschelsches Ketten- und Wassersäulengebläse 218. Althans' Wasserstopfengebl. 218.
B. Gebläse mit veränderlichem Windkasten 218. Cagniardelle 218. Glocken-, Tonnen-, Schrauben-, Schneckengebläse 219.

93. Centrifugalventilatoren 219
Luftausströmung an der Peripherie 219. Luftausströmung in der Mitte 222.

94. Kapselgebläse 223
Root's Ventilator 224. Rotirende Kolbengebläse 224.

II. Windregulatoren.

95. Allgemeines 224
Zweck 224.

96. Regulatoren mit unveränderlichem Volum 224
Construction 224. Metallreg. 225. Gemauerte Reg. 225.

97. Regulatoren mit veränderlichem Volum 226
Trockenreg. 226. Wasserreg. 226. Druckreg. 227.

III. Winderhitzungsapparate.

98. Allgemeines 227
Geschichtliches 227. Wirkung erhitzter Luft 227. Anwendbarkeit 228. Nachtheile 228. Classification der Apparate 228. Befeuerung 229. Stellung 229.

§. Seite

99. Röhrenapparate 229
Construction 229. Effect 230. Liegende oder Wasseralfinger Apparate 230. Stehende Apparate 232. Hängende Apparate 233.

100. Regenerator-Winderhitzungsapparate 234
Princip 234. Vor- und Nachtheile 235. Whithwell's Apparat 235.

IV. Windleitungen, Düsen, Formen.

101. Windleitungen 236
Weite 236. Röhrenmaterial 236. Röhrenverbindung 236. Windvertheilung 237.

102. Düsen 238
Gestalt 238. Weite 238. Beweglichkeit 239. Explosionen in den Röhren 239.

103. Formen 240
Einfache Formen 240. Gekühlte Formen 240. Offene und geschlossene Formen 241. Reinigung der Formen 242.

V. Windberechnung.

104. Allgemeines 242
Berechnungsmethoden 242. Windpressung 243. Feuchtigkeit der Luft 243. Focus 244.

105. Berechnung der eingesogenen Windmenge 244
Verfahren 244.

106. Berechnung der ausgeblasenen Luftmenge 244
Factoren dabei 244. Manometer 244. Thermometer- und Barometerstand 246. Aeltere hydraulische Formeln 247. Neuere Formeln 247. Deren Mängel 247.

107. Berechnung aus dem verbrauchten Brennmaterial 247
Werth des Verfahrens 247. Beispiele 248.

B. Vorrichtungen und Werkzeuge für mechanische Operationen.

108. Allgemeines 248
Classification 248. Zerkleinerungs-, Trennungs-, Meng-, Streck- und Förderapparate 249. Arbeitsgeräthe und Gezäh 249.

5. Abschnitt.

Hüttenproducte.

109. Classification 249
Krystallisirte Prod. 249.

110. Educte 250
Metalle und Metalloide 250.

111. Fabrikate 250
Zusammengesetzte Handelsproducte 250.

112. Zwischenproducte 251
Metalle 251. Legirungen 251. Steine 251. Speisen 253. Kohlenstoffmetalle 253. Oxyde 253. Metallsalze 253.

113. Hüttenabfälle 253
Ofenbrüche 253. Geschur und Gekrätz 254. Flugstaub 255. Rückstände 255. Schlacken 255. Oxydschlacken 255. Silicatschlacken 255. Zusammensetzung der letzteren 256. Schwefelgehalt 256. Schlackenbildung 256. Aluminatschlacken 257. Constitution der Silicatschlacken 257. Eigenschaften derselben: Schmelzbarkeit 259. Flüssigkeitsgrad und Erstarrbarkeit 264. Structur 267. Farbe 269. Härte und spec. Gew. 270. Oberfläche und Einschlüsse 270. Zersetzbarkeit 270. Anwendung 270. Analysen 272.

Nachtrag.

Beispiele für das Darren der Brennmaterialien 273
Rauchtrocknung 273. Windtrocknung 274. Strahlungstrocknung 274.

Figurenverzeichniss.

1. Kernröststück 21.
2. Wasserbad 30.
3. Fresenius'sche Trockenscheibe 30.
4. Windofen 31.
5. Sefström'scher Ofen 32.
6. Münzprobirofen 33.
7. Muffelprobirofen 34.
8. Röstscherben 35.
9. Ansiedescherben 35.
10. Gaarscherben 35.
11. Bleitute 35.
12. Eisentute 35.
13. Bleischerben 35.
14. Kupferprobentiegel 35.
15. Eisenprobentiegel 35.
16. Mengkapsel 36.
17. Röstspatel 36.
18. Probirkluft 36.
19. Tiegelzangen 36.
20. Cylindersieb 38.
21. Holzkohlenmeiler 69.
22. Desgl. mitCondensationsvorrichtung 71.
23. Liegender Meiler 71.
24. Desgl. mitCondensationsvorrichtung 72.
25. Meilerofen 72.
26. Holzverkohlungsofen 74.
27. 28. Torfverkohlungsofen 75.
29. Cokesmeiler 80.
30. Schaumburger Vercokungsofen 82.
31. Vercokungsofen zu Riesa 83.
32. Saarbrücker Vercokungsofen 84.
33. Vercokungsofen mit Dampfkesselfeuerung 85.
34. Vercokungsofen mit Condensationsvorrichtung 86.
35. 36. Appolt's Vercokungsofen 90.
37. Smet's Vercokungsofen 93.
38. Schwedischer Gichtgasfang 101.
39. Siegener „ 102.
40. Pfort's „ 103.
41. Chadeffaut's „ 104.
42. Schäffler's „ 104.
43. Ulverstoner „ 104.
44. Langen's älterer „ 106.
45. Parry's „ 107.
46. Hoff'scher „ 107.
47. Langen's neuer „ 108.
48. 49. Gichtstaubfänge 110. 111.
50. Steyerscher Gichtgaswaschapparat 111.
15. Lothringischer „ 111.
52. Langen's Gichtgaswaschapparat 112.
53. Steyerscher „ 112.
54. Gichtgasverbrennung im Wasseralfinger Winderhitzungsapparat 113.
55. Gichtgasverbrennung 113.
56. Gichtgasverbrennung in einer Verbrennungskammer 114.
57. Bischof's Gasgenerator 121.
58. Kärnthn. Holzgasgenerator m. Schweissofen 121.
59. Ebelmen's Generator für Steinkohlen 122.
60. 61. Französischer Holzgasgenerator mit Puddelofen, Vorwärmherd und Darrkammer 122.
62. Kärnther Holzgasgenerator mit Puddelofen und Vorwärmherd 123.
63. Müller'scher Heizpult am Schweissofen 124.
64. Boëtius' Gasgenerator 124.
65. 66. Wilson's Gasgenerator 125.
67. 68. Lundin's Condensator 129.
69. Siemens' Regenerator-Stahlofen 133.
70. 71. Unterharzer Rösthaufen mit Schwefelfang 143.
72. Mansfelder Kupferschiefer-Rösthaufen 144.
73. Röststadeln 145.
74. Böhmische Stadel mit Schwefelfang 146.
75. Steyersche Stadel mit Schwefelfang 146.
76. Wellner'sche Röststadel 146.
77. Saigerherd 147.
78. Kupfergaarherd 148.
79. Galmeibrennofen 151.
80. Kilns 153.
81—84. Gerstenhöfer's Schüttofen 154.
85. Hasenclever's Röstofen 156.
86. 87. Stetefeldt's Röstofen 157.
88. Spanischer Blei-Zugschmelzofen 158.
89. 90. Raschetteofen 164.
91. Pilz'scher Ofen 165.
91a. Tiegelofen mit offener Brust 167.
91b. Tiegelofen mit geschlossener Brust 168.
92. Brillenofen 170.
93. 94. Spurofen mit verdecktem Auge 170.
95. 96. Sumpfofen 171.
96a. 96b. Freiberger Doppelofen 172.
97. Treppenrost 182.
98. Langen's Etagenrost 183.
99. 100. Pultfeuerung 183.

101. 102. Ungarscher Röstofen 194.
103. 104. Mansfelder Doppelröstofen 194.
105. Parkes' Ofen mit rotirenden Krählen 196.
106. 107. Fortschaufelungsofen 195.
108. 109. Schmelzflammofen 196.
110. 111. Granulirofen 197.
112. Gebläsecylinder mit Klappenventilen 209.
113. Klappenventil 209.
114. Gebläsecylinder mit Tellerventilen 210.
115. Stopfbüchse 210.
116. 117. Kolben-Lederliderung 210.
118. Kolben-Segeltuchliderung 211.
119—122. Liegende Cylindergebläse 212. 213.
123. Oscillirendes Cylindergebläse 214.
124. 125. Kastengebläse 214.
126. Einfacher Lederbalg mit Reservoir 215.
127. Doppellederbalg mit Reservoir 216.
128. Cylinderbalg 216.
129. Hölzerner Spitzbalg 217.
130. Widholmgebläse 217.
131. Wassertrommelgebläse 218.
132. Cagniardelle 219.
133. 134. Schiele's Ventilator 220.
135. 136. Rittinger's Hochdruckventilator 221.
137. 138. Lloyd's Ventilator 222.
139—141. Schwarzkopf's Ventilat. 223.
142. Root's Ventilator 224.
143. Ballonregulator 225.
144. Gemauerter Regulator 226.
145. Kolbenregulator 226.
146. Wasserregulator 226.
147. Wasseralfinger Winderhitzungsapparat 231.
148. Schottischer Winderhitzungsapparat 232.
149. Pistolenapparat 233.
150. Hängender Winderhitzungsapparat 234.
151. 152. Windvertheilungsvorrichtung 237.
153. Windleitung, Düse, Form 239.
154. Einfache Form 240.
155. Wasserform 241.
156. 157. Geschlossene Form 242.
158. Manometer 241.
159. Rauchtrocknung von Brennmaterial ohne Funkenkammer 273.
160. 161. Desgl. mit Funkenkammer 274.
162. 163. Windtrocknung 274.

Berichtigung und Zusatz.

S. 48 Z. 14 v. u. l. 2408 statt 3403.
S. 43. Z. 12 v. u. einzuschalten:

d) Als Wärmeerzeuger können in einzelnen Fällen noch auftreten: Schwefel (beim Rösten), Silicium, Mangan und Eisen (beim Bessemern).

Abkürzungen der Citate.

Allgem. B. u. h. Ztg.	Allgemeine Berg- und hüttenmännische Zeitung, von Hartmann herausg.
Ann. d. Chem. u. Pharm.	Annalen der Chemie und Pharmacie, herausgegeben von Wöhler, Liebig und Kopp.
Ann. d. min.	Annales des Mines. Paris.
B. u. h. Ztg.	Berg- und hüttenmännische Zeitung, herausgegeben von Kerl und Wimmer.
Bayr. Kunst- u. Gew. Bl.	Kunst- und Gewerbe-Blatt, herausgegeben von dem polytechn. Verein für das Königreich Bayern. München.
Bgwfr.	Bergwerksfreund, herausgegeb. von Heine. Eisleben.
Bull. de la soc. de l'industr. min.	Bulletin de la société de l'industrie minérale. Paris.
Deutsche Ind. Ztg.	Deutsche Industrie-Zeitung, begründet von R. Binder, Redacteur Max Diezmann. Chemnitz.
Dingl.	Polytechnisches Journal, herausgegeb. von Dingler. Augsburg.
Erdm. J.	Journal für praktische Chemie, begründet von Erdmann (Herausgeber jetzt Kolbe). Leipzig.
Erdm. J. ök. Chem.	Journal für ökonomische und technische Chemie, herausgegeb. von Erdmann. Leipzig.
Faller, Berg- u. hüttenm. Jahrb.	Berg- und hüttenmännisches Jahrbuch der k. k. Bergakademie zu Pribram und Leoben und der k. ungar. Bergakademie zu Schemnitz.
Fresen. Ztschr.	Zeitschrift für analytische Chemie, herausgegeben von Fresenius. Heidelberg.
Kärnthn. Ztschr.	Zeitschrift des Berg- und hüttenm. Vereins für Kärnthen. Red. Höfer. Klagenfurt.
Kerl, Met.	Handbuch der metallurgischen Hüttenkunde von Kerl in 4 Bänd. Leipzig.
Kerpely, Fortschr. oder Ber.	Bericht über die Fortschritte der Eisenhütten-Technik. Von Kerpely. Leipz.
Kick, techn. Blät.	Technische Blätter, Vierteljahrsschrift des deutsch. Architekten- und Ingenieur-Vereins in Böhmen. Herausg. von Kick. Prag.
Kraus östr. Jahrb.	Montan-Handbuch des Oesterr. Kaiserstaates, herausgegeb. von Kraus. Wien.
Leoben. Jahrb.	s. Faller's Berg- und hüttenm. Jahrb.
Mitthl. d. Hannov. Gew. Ver.	Mittheilungen des Gewerbe-Vereins für das Königreich Hannover. Hannover.
Mining Journ.	The mining Journal. London.
Oest. Ztschr.	Oesterreichische Zeitschrift für Berg- und Hüttenwesen. Herausg. von v. Hingenau. Wien.

Pogg. Ann.	Annalen der Physik und Chemie, herausgegeben von Poggendorff. Leipzig.
Polyt. Centrbl.	Polytechnisches Centralblatt, herausg. von Schnedermann und Kellerbauer. Leipzig.
Preuss. Ztschr.	Zeitschrift für das Berg-, Hütten- und Salinenwesen in dem Preussischen Staate. Berlin.
Rev. univers.	Revue universelle des mines. Paris.
Ritting. Erfahr.	Erfahrungen im berg- und hüttenmännischen Maschinen-, Bau- und Aufbereitungswesen. Zusammengestellt u. s. w. von v. Rittinger. Wien.
Samml. v. Zeichnungen d. Ver. Hütte .	Sammlung von Zeichnungen für die Hütte. Herausgegeben von der Zeichnungs-Commission der Hütte. Berlin.
San Francisco Scientif. Press.	Scientific Press for Mining, Mechanics Arts and Inventions. San Francisco.
Schlesische Wochenschrift	Wochenschrift des schlesischen Vereins für Berg- und Hüttenwesen. Herausgegeben von Schwarz. Breslau.
Schweiz. polyt. Ztschr.	Schweizerische polytechnische Zeitschrift, herausg. von Bolley und Kronauer. Winterthur.
Stud. d. Götting. Ver.	Studien des Göttinger Vereins bergmännischer Freunde. Herausg. von Hausmann. Göttingen.
Wagn. Jahresber.	Jahresbericht über die Fortschritte und Leistungen der chemischen Technologie. Herausg. von Wagner. Leipzig.
The Engin. and Min. Journ.	The Engineering and Mining Journal. New York.

UNIV. OF
CALIFORNIA

Einleitung.

Umfang der Hüttenkunde.

1. Die Hüttenkunde lehrt die chemischen Operationen im Grossen (Hüttenprocesse) ihrer Theorie und Praxis nach, sowie die Apparate kennen, welche zur Darstellung der Metalle oder gewisser technisch nutzbarer Verbindungen derselben auf Hüttenwerken in Anwendung stehen. Auch mechanische Operationen, insofern sie die chemische Action fördern, müssen in den Bereich dieser Wissenschaft gezogen werden.

Eintheilung

In einem allgemeinen Theile werden die den Hüttenmann besonders interessirenden Eigenschaften der Metalle und ihrer Verbindungen, die auf diese Eigenschaften basirten Hüttenprocesse, die denselben zu unterwerfenden Hüttenmaterialien, die dabei erforderlichen Apparate und Geräthschaften, sowie endlich die Erzeugnisse der Hüttenprocesse, die Hüttenproducte, abgehandelt.

Der specielle Theil hat die Gewinnung der einzelnen Metalle unter Zugrundelegung der im allgemeinen Theil aufgestellten Gesichtspunkte zum Gegenstande und zerfällt in die Eisenhüttenkunde und in die alle übrigen nutzbaren Metalle ausser Eisen umfassende Metallhüttenkunde.

Allgemeiner Theil der Hüttenkunde.

1. Abschnitt.

Eigenschaften der Metalle und ihrer hüttenmännisch wichtigen Verbindungen.[1])

Einfluss der Eigenschaften.

2. Allgemeines. Gewisse Eigenschaften der Metalle und ihrer Verbindungen (Legirungen, Schwefel-, Arsen-, Antimon-, Kohlenstoff-, Silicium-, Phosphormetalle, Metalloxyde und Säuren, Metallsalze) haben einen wesentlichen Einfluss auf das zu ihrer Darstellung einzuschlagende Verfahren oder den dafür auszuwählenden Apparat.

Eigenschaften.

3. Metalle. Sowohl deren chemische als auch physikalische Eigenschaften spielen in der hüttenmännischen Praxis eine Hauptrolle.

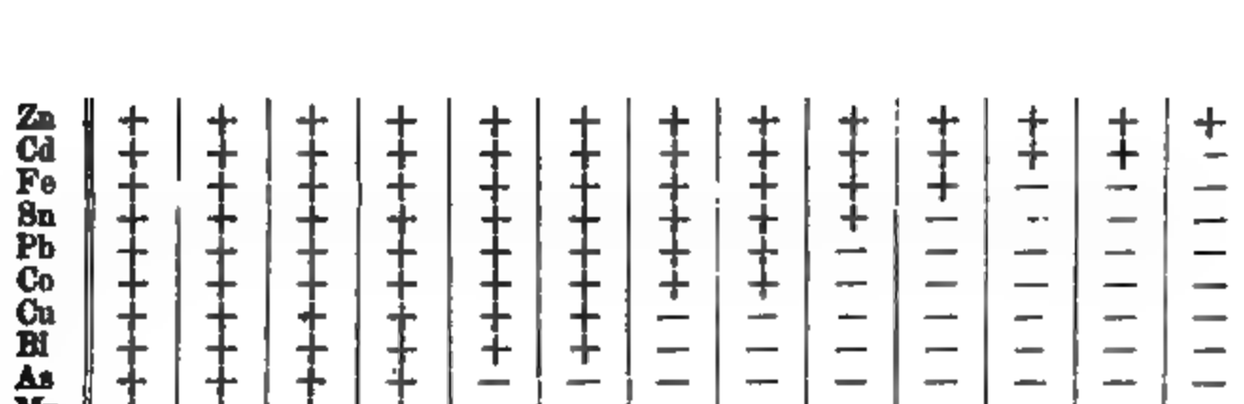
hem. Eig.

1) Chemische Eigenschaften:

a) Verhalten zu Sauerstoff. Zur Kennzeichnung der Verwandtschaftsgrade können dienen:

α) Die elektrochemische Spannungsreihe (— E, O, S, Se, N, Fl, Cl, Br, J, P, As, Cr, V, Mo, W, B, C, Sb, Te, Ta, Nb, Ti, Si, H, Au, Os, Ir, Pt, Rh, Ru, Pd, Hg, Ag, Cu, Bi, Sn, Pb, Cd, Co, Ni, Fe, Zn, Mn, Ur, D, Ce, Th, Zr, Lh, Al, Y, E, Tb, Be, Mg, Ca, Sr, Ba, Li, Rb, Na, K, Cs, + E.)

β) Die Fällbarkeit eines gelösten Metalles durch ein anderes. Die nachstehende Tabelle enthält in den horizontalen Linien die reducirenden oder fällenden, in den verticalen die reducirten oder gefällten Metalle; + bezeichnet die Reducirbarkeit, — das indifferente Verhalten:



1) Kerl, Met. 1, 11. Rammelsberg, Lehrb. der chem. Metallurgie 1865, S. 2. Stölzel's Metallurgie 1865, 1, 5. Anh. S. II (Literatur). Percy-Knapp's Metallurgie 1, 1. Eigenschaften des Roheisens in Dürre's Gießereibetrieb 1, 49; 2, 155. Zirrek's technol. Tabellen 1868.

Nach Kleinschmidt[1]) werden aus einer Lösung durch Fe zunächst Ag, dann Cu, darauf Ni und endlich Co gefällt, mit beiden letzteren zugleich Sb. — Durch den galvanischen Strom werden nach Luckow[2]) aus salpetersaurer Lösung

1) nicht präcipitirt: Zn, Fe, Ni, Co, Cr, Erd- und Alkalierdmetalle, Alkalimetalle; dagegen werden

2) ausgefällt und zwar:

a) als Superoxyde am positiven Pol vollständig Pb und Mn, nur theilweise Ag. Leicht oxydirbare organische Stoffe (Weinsäure, Oxalsäure, Milchzucker u. s. w.), sowie höher oxydirbare Metalloxyde, wie Fe O, verzögern die Bildung der Superoxyde;

b) metallisch am positiven Pol: Hg, Ag, Cu, Bi. Bei Gegenwart von Cu wird Hg vor demselben gefällt, Ag fast gleichzeitig damit und Bi etwas später, nachdem der grösste Theil des Cu abgeschieden ist, As und Sb erst längere Zeit nach dem Cu.

Beispiele. Abtreiben von gold- und silberhaltigem Blei, Trennung von Wismuth und Blei, Gaarmachen des Schwarzkupfers, Darren der Kiehnstöcke, Feinbrennen des Silbers; Darstellung von Cementkupfer, Fällen des Silbers bei Augustin's und Ziervogel's Process; schwedische Kupferprobe u. s. w.

b) Verhalten zu Schwefel. Hinsichtlich desselben hat Fournet das, aber manche Abänderungen erleidende Gesetz aufgestellt, dass von den Metallen Cu, Fe, Sn, Zn, Pb, Ag, Sb und As das Cu zum S die grösste, das As die geringste Verwandtschaft hat. Die Verwandtschaft zwischen Schwefel und Metall nimmt zu oder ab, resp. je entfernter oder näher sie in der Reihe stehen, so dass das vorhergehende Metall ein folgendes aus seiner Schwefelverbindung um so vollständiger ausscheidet, je weiter dieselben von einander entfernt sind.[3])

Beispiele. Zerlegung der Schwefelungen des Silbers, Bleies, Antimons und Quecksilbers durch Eisen, welches letztere, bei gleichzeitiger Anwesenheit von Arsenmetallen neben Schwefelmetallen, ausser Schwefel auch Arsen aufnimmt[4]); Zerlegung von Schwefelsilber durch Blei bei Einränk- und Bleischmelzarbeiten, wobei die Menge des anzuwendenden Bleies sich mit nach der Verbindungsweise des Silbers und nach der vorhandenen Temperatur richtet.[5])

c) Verhalten zu Chlor oder Chlorverbindungen. Dieselben verwandeln die Metalle bei erhöhter Temperatur oder unter Anwendung von Wasser in lösliche (Au, Cu Cl), schwer- oder unlösliche (Ag, Cu_2 Cl, Pb) oder flüchtige Chloride (Sb, As).

Beispiele. Amalgamation von Erzen mit gediegen Silber und von silberhaltigem Schwarzkupfer, Plattner's Goldextractionsprocess.

d) Verhalten zu Säuren. Dasselbe ergiebt sich aus der in Met. 1, 52 mitgetheilten Tabelle. Manche Metalle, z. B. Fe, Cu, Ag, Bi u. s. w., welche sonst durch mässig starke Salpetersäure heftig angegriffen und aufgelöst werden, erleiden in Folge Eintretens eines sogenannten passiven Zustandes keine Veränderung, wohl deshalb, weil die entstandenen salpetersauren Salze in concentrirter Salpetersäure unlöslich sind, das Metall einhüllen und so vor der Einwirkung der Säure schützen.[6])

---

1) B. u. h. Ztg. 1866, S. 135. 2) Ebend. 1869, S. 181. Dingl. 177, 296. 3) Met. 1, 30. 4) Met. 1, 41; 2, 125; 4, 59. 5) Met. 1, 31; 2, 126. 6) Oest. Ztschr. 1864, No. 31.

Beispiele. Scheidung von Gold oder Silber mittelst Salpeter- oder Schwefelsäure; von Kupfer und Silber mittelst verdünnter Schwefelsäure; von Gold und Silber mittelst Königswassers.

Physik. Eigensch.

2. Physikalische Eigenschaften.

a) Verhalten beim Erhitzen. Die Metalle dehnen sich beim Erhitzen aus, durchlaufen verschiedene Grade des Glühens und schmelzen bei höherer oder niedrigerer Temperatur; manche sind kurz vor dem Flüssigwerden schweissbar (Stabeisen, Platin, Roheisen in gewissem Sinne). Die Angaben über die Schmelzpunkte der Metalle, namentlich der strengflüssigeren variiren sehr, weil es an Mitteln fehlt, dieselben mit Sicherheit zu bestimmen. Man berechnet die Schmelzpunkte entweder, z. B. nach der Methode von Dulong und Petit aus der specifischen Wärme oder ermittelt sie durch Pyrometer. Letzteres Verfahren giebt häufig zweifelhafte Resultate, weil die Instrumente nicht immer zuverlässig sind und das Verhältniss zwischen Pyro- und Thermometergraden sich selten ermitteln lässt. Namentlich sind die neueren Schmelzpunktbestimmungen von Pouillet, Becquerell u. A. niedriger ausgefallen, als die älteren z. B. von Plattner. In einer Tabelle am Schluss des § 32 sind die Schmelzpunkte in der Weise zusammengestellt, dass sich die älteren, aber noch gebräuchlichsten höheren in der letzten Spalte befinden, die neueren niedrigeren aber in den horizontalen Columnen eingeklammert sind. In derselben Tabelle befinden sich auch die Grade des Glühens.

Beispiele. Das verschiedene Verhalten der Metalle in der Hitze benutzt man z. B. bei Saiger- und Krystallisationsprocessen, beim Glühen des Gold- und Silberamalgames u. s. w.

Bei manchen Metallen beobachtet man im geschmolzenen Zustande eine Gasabsorption; beim Erkalten wird das Gas oft gewaltsam entlassen (Spratzen).

Beispiele. Von Silber Sauerstoff[1]), von Kupfer schweflige Säure[2]), von Roheisen und Stahl Kohlenoxydgas.[3])

Auch schon beim Rothglühen[4]) findet eine Gasabsorption statt.

Beispiele. Platinschwamm absorbirt nach Odling das 148fache, Pd bis zum 686fachen seines Volums Wasserstoff, Cu in Drahtform bei Rothgluth 30%, in Schwammform 60% Wasserstoff, Au in Röllchen 48% Wasserstoff, 29% Kohlenoxydgas, 16% Kohlensäure und 20% Luft; Ag als Draht beim Rothglühen 74% Sauerstoff und 21% Wasserstoff, Silberschwamm 722% Sauerstoff, 92% Wasserstoff, 52% Kohlensäure und 15% Kohlenoxyd; Fe bis 46% Wasserstoff und 415% Kohlenoxyd, welches letztere sich in Kohlensäure und Kohle zerlegt. Erstere verbindet sich mit dem Eisen zu Stahl, letzere macht das Product beim Entweichen auf der Oberfläche blasig.

Beim Eintauchen in Wasser verändern rothglühende Metalle mehr oder weniger ihre Form.[5])

b) Krystallisation, welche in der Aneinanderlegung der kleinsten Theilchen eines Körpers in bestimmten Richtungen in bestimmter Weise ihren Grund hat und beim Uebergang der Körper aus dem flüssigen oder gasförmigen Zustand in den festen stattfindet.

---

1) Met. 4, 203. 2) Met. 2, 407. 3) Dürre, Giessereibetrieb 2, 181. 4) Dingl. 188, 130; 191, 210, 251. 5) Dingl. 171, 153.

Die geschmeidigen Metalle krystallisiren im Allgemeinen regulär (Pt, Au, Ag, Cu, Pb, Fe tesseral, Sn tetragonal und wahrscheinlich auch regulär). Die spröden Metalle sind gewöhnlich deutlich krystallinisch und krystallisiren meist hexagonal (Sb, As und Bi hexagonal, Zn regulär und hexagonal). Die Krystallisation findet statt beim langsamen Uebergang der Metalle aus dem flüssigen in den festen Zustand (Bi, Pb beim Pattinsoniren, Cu, Roheisen), sowie des gas- oder dampfförmigen in den festen (As, Zn) und bei Ausscheidung auf nassem Wege durch galvanische Ströme (Sn, Pb, Ag). Der krystallinische Zustand kann bei der mechanischen Verarbeitung der Metalle (Pattinson'sches Blei) influiren und zur Erkennung der Reinheit der Metalle dienen (krystallinische Oberfläche des unreinen Zinns, Antimonspiegel beim Raffiniren des durch Zink entsilberten Bleies durch Wasserdampf, Figuren auf flüssigem Roheisen, Antimonstern auf Antimonregulus, krause Oberfläche des Kupfergaarspahnes.)

c) Textur, Gefüge oder Korn, die sichtbare Anordnung der Moleküle eines Körpers. Das Gefüge (krystallinisch, strahlig, blättrig, zackig, homogen, ungleichmässig u. s. w.) hat seinen hauptsächlichsten Grund in Krystallisationsverhältnissen, welche namentlich wieder bedingt werden durch die Art des Erstarrens flüssiger Metalle. Ausser diesen Einflüssen von mehr äusserlicher Natur können noch andere wirksam sein, z. B. die chemische Zusammensetzung, Eigenthümlichkeiten des Erzeugungsprocesses (Roheisen), anhaltende Glühhitze mit oder ohne nachheriges Abschrecken, Druck, Zug, Stoss, Torsionskraft u. A.

Beispiele. Es sind von krystallinischer Textur Zn, Sb, Bi, Spiegeleisen; grob- und feinkörnig graues Gusseisen; fasrig sehniges Stabeisen, gewalztes Kupfer beim Hin- und Herbiegen; stänglich, säulenförmig Körnerzinn und bis nahe zum Schmelzen erhitztes zerschlagenes Kupfer; muschliger Bruch kommt nur bei sehr spröden Legirungen vor, z. B. bei 1 Cu und 2 Zn. Das Bruchansehen ist wichtig bei Beurtheilung der Qualität der Metalle (Roheisen, sehniges und Feinkorneisen, Kupferraffinirproben, Hart- und Weichblei), kann aber bei ein und demselben Metall variiren je nach der Temperatur beim Giessen und der Dicke des Blockes (in dicken Blöcken sehr heiss gegossenes Kupfer ist krystallinisch, kälter gegossenes nicht), sowie nach der Langsamkeit der Abkühlung (Roheisen, Zn).

d) Cohäsion, die in der gegenseitigen Anziehung der Moleküle begründete Kraft, welche sich der mechanischen Trennung eines Körpers durch Stoss, Druck, Schlag oder Torsion widersetzt. Als eine Folge des Gefüges ändert sie sich mit der Molekularbeschaffenheit eines Körpers und äussert sich als Festigkeit, Härte und Elasticität desselben.

a) Festigkeit, deren Grösse sich aus dem Widerstande ergiebt, welchen eine Substanz bis zum Eintritt der Zerstörung der Cohäsion einer darauf wirkenden Last leistet, bezogen auf einen bestimmten Querschnitt des belasteten Körpers. Man nennt den Widerstand gegen das Zerreissen absolute, gegen Zerbrechen und Zerknicken relative, gegen das Zerdrücken rückwirkende und gegen das Zerdrehen Torsions-Festigkeit. Die Festigkeit hängt hauptsächlich ab von der Zusammenreihung der Moleküle, von der Temperatur und der Anwesenheit fremder Stoffe, welche oft schon in verschwindend kleinen Mengen wirken (Bi, As und Sb auf Cu, As und Sb auf Au).

Mit der Festigkeit stehen im Zusammenhange:

α) Geschmeidigkeit, Dehnbarkeit, Hämmerbarkeit, die Eigenschaft der Metalle, bei mechanischer Bearbeitung durch Hämmern und Walzen, ohne zu brechen und zu reissen, die Form zu

verändern, während dieses bei spröden Metallen nicht der Fall ist. Temperatur, Veränderung des Molekularzustandes und krystallinische Structur modificiren diese Eigenschaft, welche mit dem Namen Zähigkeit belegt wird, wenn der Widerstand ausgedrückt werden soll, welchen ein Metall dem mehrmaligen Hin- und Herbiegen entgegensetzt, ohne zu brechen (Hammergaarprobe von Cu, Bischof's Metallprobe). Dabei lässt sich zuweilen ein die Reinheit andeutendes Geräusch (Knirschen) hören (Sn, Cd).

Beispiele. In der folgenden Reihe: Au, Ag, Cu, Sn, Pt, Pb, Zn, Fe, Ni ist Au am geschmeidigsten; Fe ist in allen Temperaturen geschmeidig, Zn bei 150°, Cu in der Kälte und unter gewissen Temperaturen; Sb, Bi und As sind in allen Temperaturen spröde. Durch Hämmern und Walzen werden manche Metalle (Ag, Au, Cu u. s. w.) in Folge Aenderungen des Molekularzustandes härter, erhalten Kantenrisse und brechen, werden aber durch Nachglühen wieder geschmeidig. Dabei übt das mehr oder weniger langsame Abkühlen entweder keinen Einfluss aus (Cu) oder einen solchen (Stahl erfordert ein langsames Anlassen, eine gewisse Legirung von Sn und Cu plötzliche Abkühlung zum Geschmeidigwerden).

Ein krystallinischer Zustand kann der Dehnbarkeit entgegenwirken und lässt sich zuweilen durch Umschmelzen des Metalles beseitigen (Pattinson'sches Blei). Ist die krystallinische Textur durch Walzen einmal überwunden und zerstört, so verhält sich das Metall von da an viel weicher und kann kalt gewalzt werden (Zn), dagegen aber bleibt geschmeidiges sehniges Stabeisen, dessen ursprünglich schon vorhandenen Krystalle durch wiederholte Schwingungen, Stösse oder Erschütterungen eine Auflockerung in ihrem Verbande erleiden, beim Walzen und Hämmern spröde, indem die Krystalle dabei in irgend einer Art verlängert, aber nicht zerstört werden. Oft schon geringe Mengen fremder Stoffe können die Dehnbarkeit in der Kälte oder Hitze oder in beiden beeinträchtigen (S und P in Stabeisen und Stahl, As u. Bi im Cu). Sowohl harte als weiche Metalle können dehnbar sein, weil grosse Dehnbarkeit eine gewisse Festigkeit voraussetzt und diese mit der Härte Schritt hält.

Bischof[1]) beurtheilt die Geschmeidigkeit und danach die Reinheit der Metalle und ihrer Legirungen nach der Anzahl Hin- und Herbiegungen, welche sie zulassen ohne zu brechen, und zählt diese mittelst eines Metallometers.

β) Ziehbarkeit oder die Fähigkeit der Metalle, sich durch enge Oeffnungen ziehen zu lassen, ohne zu reissen. Diese Eigenschaft hält mit der Geschmeidigkeit nicht immer gleichen Schritt und hängt wesentlich mit von der Reinheit der Metalle und der Temperatur ab.

Beispiele. Wie aus der nachstehenden Reihe hervorgeht, ist Au am meisten, gewöhnliches Ni am wenigsten ziehbar: Au, Ag, Pt, Fe, Cu, Zn, Sn, Pb, Ni. Ganz reines Nickel lässt sich aber zu den feinsten Drähten ausziehen, deren Festigkeit sich zu der des Eisens wie 9 : 7 verhält. Eisen ist zu den feinsten Drähten zu ziehen, aber nicht zu den dünnsten Blättern auszuwalzen. Die Ziehbarkeit pflegt mit der Temperatur abzunehmen, aber nicht ganz gleichmässig; bei Ag ist diese Abnahme rascher, als die Zunahme der Temperatur; bei Cu, Au, Pt und Pd langsamer als diese; die Ziehbarkeit des Eisens ist bei 100° C. geringer, bei 200° grösser alsbei 0°.

b) Härte, die Widerstandsfähigkeit eines Körpers gegen das mechanische Eindringen eines anderen Körpers, nicht zu verwechseln mit Sprödigkeit, welche manche harte Körper besitzen und welche in einer plötzlichen Aufhebung der Cohäsion durch eine im Körper vorhandene repulsiv elastisch wirkende Kraft besteht, wenn letztere durch eine äussere Veranlassung frei wird und dann Bruch oder Risse erzeugt. Diese Molekulargewalt wird bei gleichzeitiger Aenderung des Gefüges, besonders bei raschem Temperaturwechsel oder durch dauernd

1) Polyt. Centr. 1871, S. 368.

einwirkende mechanische Gewalten wahrnehmbar (Hämmern des Stabeisens, Spannung in Eisengussstücken).

Beispiele. Härtescala nach Calvert und Johnson[1]): Staffordshire Roheisen No. 3 = 1000, Stahl 948, Pt 375, Cu 301, Al 271, Ag 208, Zn 183, Au 167, Cd 108, Bi 52, Sn 27, Pb 16. Am härtesten sind Osmiridium und Chrom, dagegen weicher noch als Blei Tl, Na und Ka. Ritzbarkeit mit dem Nagel und Abfärben (Sn, Pb) sind Kennzeichen grosser Weichheit, welche Eigenschaft besonders beim Prägen, Pressen, überhaupt bei der mechanischen Verarbeitung der Metalle in Rücksicht kommt und auch zur Beurtheilung ihrer Reinheit dienen kann (Pb, Sn). Auf Härte und Sprödigkeit influiren besonders fremde Beimengungen, die mechanische Bearbeitung (Blech, Draht), die Langsamkeit des Erkaltens nach dem Glühen oder Schmelzen (Stahl), die Schmelztemperatur vor dem Giessen (Sn, Zn), ein Abschrecken (Hartguss) u. A. Mit der Temperaturerhöhung nimmt die Weichheit zu; bei grosser Kälte können weiche Metalle spröde werden [Sn[2]), Fe[3])]. Im Allgemeinen stehen Härte und absolute Festigkeit in innigem Zusammenhange und correspondiren mit einander.

c) Elasticität, eine Kraft, welche bestrebt ist, die durch fremde mechanische Gewalt in einem Körper hervorgebrachte Formveränderung nach dem Aufhören der Gewalt aufzuheben und die alte Form wieder herzustellen. Dieselbe steht in inniger Beziehung zur Festigkeit und Härte und leidet durch fremde Beimengungen, Temperaturschwankungen u. s. w. (Stahl).

e) Specifisches Gewicht (Dichtigkeit).

Beispiele: Pt 21.15 (geschmolzen 21.5 nach Deville), Ir 21.15, Os 21.4, Au 19.5, Ur 18.4, Wo 18.2, Hg 13.596 bei 0°, Rh 12.1, Tl 11.86, Pd 11.8, Pb 11.37, Ru 11.4, Ag 10.5, Bi 9.8, Cu geschmiedet 8.878, geschmolzen 8.788, Ni 8.8, Cd 8.6, Mo 8.6, Co 8.5, Mn 8.0, Fe 7.7, Sn 7.29, Zn 6.86, Cr 6.8, Sb 6.7, As 5.68, Al 2.67.

Das specifische Gewicht kann variiren nach dem Gefüge, der Temperatur, dem Grade der Abkühlung, der mechanischen Behandlung der Metalle (Giessen mit oder ohne Druck, Hämmern u. s. w.) und dem davon abhängenden Molekularzustand, der Krystallform (Sn von 7.29 und 7.14—7.18 sp. G., je nachdem regulär oder tetragonal krystallisirt), sowie nach der Reinheit. Dasselbe spielt eine wichtige Rolle bei der Separation der Hüttenproducte im geschmolzenen Zustande (Metall, Legirung, Speise, Stein, Schlacke; Zn und Pb, Fe und Sn, zur Beurtheilung ihrer Reinheit (Pb) und der Dichtigkeit von Güssen (Kanonenrohre). Zuweilen schwimmt das kalte Metall auf flüssigem (Roheisen).[4])

f) Farbe der Oberfläche und des Bruches.

Beispiele. Gelblich- oder silberweiss Ag; fast silberweiss, Sn, Hg, Cd; röthlich silberweiss Bi; bläulichweiss Sb, Zn, Pb; graues graphithaltiges Roheisen; roth Cu (Hohofentitan). Die Farbe der Oberfläche kann nach der Art der Abkühlung variiren (in kaltem Wasser gekühltes Cu ist orangeroth, bei warmem Wasser mehr rosenfarbig) und diejenige des Bruches durch oft geringe Verunreinigung mit anderen Stoffen verändert werden (Cu durch Sb und As). Die Farbe des flüssigen oder erstarrten Metalles kann zur Beurtheilung seiner Qualität dienen (meergrüne Farbe des gaaren Kupfers, fleischfarbener Bruch des raffinirten Kupfers, Gaarkupferspahn, weisses und graues Roheisen, Regenbogenfarben des flüssigen Bleies, Anlauffarben des Roheisens und Stahles, welche mit der Härte und Sprödigkeit zunehmen).

Ausser der Farbe kann auch die Lichtstärke charakteristische Merkmale abgeben (Stabeisendarstellung, amerikanischer Bleiherd).

g) Glanz der Oberfläche und des Bruches. Der natürliche Glanz ist ein Resultat der Krystallisation und schliesst sich unmittelbar an die Farbe an, ohne dass jedoch beide in einer gegen-

---

1) Dingl. 152, 130. 2) Dingl. 191, 171; 195, 92. Ber. d. deutsch. chem. Ges. 1870, S. 742. 3) Polyt. Centr. 1871, S. 476; B. u. H. Ztg. 1869, S. 264; 1871, S. 176. 4) Dürre, Giessereibetrieb 1, 123; 2, 197.

seitigen Beziehung stehen (weisses Roheisen z. B. kann bei gleicher Farbe verschiedenen Glanz zeigen).

Beispiele. Der Glanz variirt je nach der Natur, der Reinheit und dem Grade der Politur der Metalle und kommt bei feinzertheilten Metallen (z. B. gefälltem Ag, Cu, Fe) erst bei starkem Reiben zum Vorschein. Der Glanz kann zur Beurtheilung der Reinheit und Qualität eines Metalles dienen (oberflächliches Spiegeln des raffinirten Ag, Spiegeln des Königs bei Kupfer- und Nickelproben, seidenglänzender Bruch des raffinirten Cu, verschiedener Glanz der Stabeisensorten auf dem Bruche (kalt- und rothbrüchiges, kalt gehämmertes, roh- und faulbrüchiges Eisen), sowie auch der Roheisensorten, von welchen von zwei Sorten derselben Farbe diejenige die bessere ist, welche auf dem frischen Bruche den lebhaftesten Glanz zeigt).

h) Sonstige Oberflächen-Erscheinungen.

Beispiele. Die Oberflächen-Beschaffenheit lässt zuweilen gewisse Eigenschaften der Metalle ersehen, als: Spiel des flüssigen Roheisens[1]), Ausscheidungen (Wanzen, Narben, Probe) auf demselben, Blasenbildung und Funkenwerfen auf demselben (gespratztes Ag, gestiegenes Cu, blasiger Stahl, löcheriges Roheisen, Stabeisen glatt, mit Längsrissen oder mit Querkantenrissen).

i) Ausdehnung durch die Wärme.

Beispiele. Längenausdehnung von 0—100° C.: Pt $^1/_{1132}$, Pd $^1/_{1000}$, Sb $^1/_{923}$, Gusseisen $^1/_{901}$, Stahl nicht gehärtet $^1/_{869}$, gehärtet $^1/_{816}$, Stabeisen $^1/_{795}$, Bi $^1/_{719}$, Au $^1/_{682}$, Cu $^1/_{588}$, Ag $^1/_{524}$, Sn $^1/_{435}$, Pb $^1/_{349}$, Zn $^1/_{340}$. Die Ausdehnung der Metalle kommt in Rücksicht beim Giessen, bei der technischen Verwendung, namentlich zu Bauzwecken, und es influiren darauf besonders der Molekularzustand und die Temperaturhöhe. Bei Gusseisen findet bei wiederholtem Erhitzen eine bleibende Ausdehnung statt (Volumvermehrung von Eisen- und Blechwalzen, Correction von Kanonenkugeln, Spielraum bei Roststäben, Bolzen zu Plätteisen.)

k) Schwinden. Gussstücke fallen immer kleiner aus als das Modell in Folge einer Volumveränderung (gewöhnlich Zusammenziehung, beim Gusseisen und Zink Ausdehnung) im Augenblicke des Erstarrens und der nachherigen Zusammenziehung beim Abkühlen des schon fest gewordenen Metalles. Das Schwindmass variirt nicht nur bei den verschiedenen Metallen, sondern kann auch nach Umständen bei einerlei Metall verschieden sein, je nach den Erkaltungsumständen und fremden Beimengungen.

Beispiele. Es beträgt die lineare Zusammenziehung bei Gusseisen $^1/_{98}$—$^1/_{95}$, dchschn. $^1/_{97}$, Zn $^1/_{80}$, Pb $^1/_{97}$, Sn $^1/_{147}$ (Messing $^1/_{64}$, Glockenmetall $^1/_{63}$, Statuenbronce $^1/_{120}$, Kanonenmetall $^1/_{130}$). Das Schwindmass für Flächen- und Cubikinhalt ergiebt sich hinreichend genau durch Verdoppelung und Verdreifachung der linearen Schwindung. Gusseisen und Zink geben die schärfsten Güsse, weil sie dünnflüssig sind, wenig schwinden und sich im Augenblicke des Erstarrens ausdehnen. Cu giebt löcherige und blasige Güsse.

Während beim Guss durch das Schwinden nur die Grösse, nicht die Gestalt des Gussstückes verändert wird, so geschieht Letzteres durch das Saügen, das Entstehen von flachgrubenartigen Vertiefungen auf der Oberfläche oder von Höhlungen im Innern, indem nach dem Erstarren der Aussenflächen noch im Innern des Gussstückes sich die Schwindung fortsetzt.

Am meisten ist zum Saugen das Sn geneigt, am wenigsten graues Gusseisen; dazwischen liegen weisses Roheisen, Bronce, Messing, Blei und Zink.

---

1) Dürre, Giessereibetrieb 1, 117; 2, 173.

l) Wärmeleitungsfähigkeit.

Beispiele. Dieselbe beträgt nach Calvert u. Johnson: Ag 1000, reines Au 981, gewöhnliches Au 840, gewalztes Cu 845, gegossenes Cu 811, Hg 677, Al 665, gewalztes Zn 641, vertikal gegossenes Zn 628, horizontal gegossenes Zn 608, Cd 577, Fe 436, Sn 422, Stahl 397, Pt 379, Gusseisen 359, Pb 287, Sb horizontal gegossen 215, vertikal gegossen 192, Bi 61; nach Wiedemann und Franz bei 12° C. Ag 100, Cu 73.6, Au 53.2, Sn 14.5, Fe 11.9, Stahl 11.6, Pb 8.5, Pt 8.4, Bi 1.8. Die Wärmeleitungsfähigkeit nimmt bei zunehmender Temperatur ab und es influiren darauf noch der Molekularzustand und fremde Beimengungen.

m) Elektricitätleitungsfähigkeit.

Beispiele. Bei 0° C: Ag 100, Cu 73.3, Au 58.5, Sn 22.6, Fe 13.0, Pb 10.7, Pt 10.3, Bi 1.9. Diese Eigenschaft hängt ab von der Länge und Dicke des Leiters, sowie von der Reinheit und dem Molekularzustand der Metalle und ändert sich mit der Temperatur.

n) Wärmecapacität oder specifische Wärme, die Wärmemenge, welche erforderlich ist zur Erwärmung einer gleichen Gewichtsmenge verschiedener Metalle auf eine bestimmte Temperatur.

Beispiele. Einheit = 1 Theil Wasser auf 1° zu erwärmen: Fe 0.1138, Ni 0.1086, Co 0.1070, Zn 0.0955, Cu 0.0952, Pd 0.0593, Ag 0.0570, Cd 0.0467, Sn 0.0562, Sb 0.0508, Pt 0.0324, Au 0.0324, Pb 0.0314, Bi 0.0308. Die specifische Wärme steht mit den Aequivalentgewichten in den meisten Fällen in solchem Zusammenhang, dass sie mit dem Grösserwerden des Aeq. abnimmt und beide Zahlenwerthe mit einander multiplicirt Producte ergeben, welche entweder nahezu gleich oder doppelt so gross sind. Die spec. Wärme variirt je nach der Temperatur und der physikalischen Beschaffenheit der Metalle (Härte, Dichtigkeit, Krystallform u. s. w.).

o) Magnetisches Verhalten. Da ein Stab weichen Eisens in der Richtung der Inclinationsebene eines Magneten magnetisch wird, so hat Sorby die Prüfung von Eisen auf eine Unterbrechung seiner Continuität darauf basirt, dass eine über den Eisenstab geführte Magnetnadel an fehlerhaften Stellen Abweichungen erleidet. In Betreff der Brauchbarkeit dieser Methode sind jedoch gewichtige Bedenken erhoben. [1]) Armstrong findet ein, jedoch nicht immer zutreffendes Erkennungsmittel für reines Eisen darin, dass dasselbe vom Magneten angezogen wird, den Magnetismus aber nach Entfernung des Magneten wieder verliert, während ein Kohlenstoff, Schwefel, Phosphor u. s. w. enthaltendes Eisen den Magnetismus unter diesen Umständen behält. [2])

p) Durchdringbarkeit von Gasen. [3]) Neuerdings hat man die Beobachtung gemacht, dass Schmiedeeisen beim starken Erhitzen von Gasen (Wasserstoffgas, Kohlensäure, Stickstoff, Kohlenoxydgas) durchdringbar ist, was zur Erklärung mancher Erscheinungen beim Eisenschmieden, Cementiren u. s. w. dienen kann. Glühende gusseiserne Stubenöfen sollen wegen Durchgangs des Kohlenoxydgases ins Zimmer Krankheitserscheinungen veranlassen. [4])

q) Tropfenbeschaffenheit flüssiger Metalle. Quincke [5]) beurtheilt die Reinheit geschmolzener Metalle aus der Höhe flacher Tropfen, welche dieselben auf einer beliebigen nahezu horizontalen Unterlage bilden.

---

1) Dingl. 187, 43; Polyt. Centr. 1868, S. 209. 2) Dingl. 158, 416; 160, 131. 3) Dingl. 172, 374. B. u. h. Ztg. 1870, S. 333. Erdm. J. 95, 307. 4) Polyt. Centr. 1868, S. 476. Dingl. 188, 136. 5) Verhandl. d. Preuss. Gew. Ver. 1870. S. 54.

Constitution. **4. Metalllegirungen.** Isomorphe Mischungen [1]) der Metalle in bestimmten Aequivalent-Verhältnissen, welche entweder in dem Ueberschusse des einen oder andern Metalles sich in Auflösung befinden oder für sich und krystallisirt auftreten. Nach dem langsamen Erstarren zeigt ein gegossener Barren u. s. w. wegen ungleichmässiger Ausscheidung solcher Verbindungen keine homogene Zusammensetzung. Manche Metalle vereinigen sich nur innerhalb gewisser Gewichtsverhältnisse (Zn und Pb), manche unter Temperaturerhöhung, selbst Feuererscheinung (Cu und Zn, Hg und Na, Pt und Sn). Legirungen erzeugen sich bei Hüttenprocessen häufig als Zwischenproducte (Werkblei, Schwarzkupfer, eisenhaltiges Zinn, Goldsilber, Ofensauen etc.) und müssen dann durch chemische oder mechanische Operationen in ihre Bestandtheile zerlegt werden. Manche Metalle haben wenig Neigung, sich zu legiren (Pb und Zn). Die Quecksilberlegirungen nennt man Amalgame.

Entstehung.

Eigenschaften. Der Schmelzpunkt der L. liegt meist tiefer als derjenige des am leichtesten schmelzbaren Metalles; manche Metalle haben zwei Schmelzpunkte, einen variabeln und einen constanten. Das specifische Gewicht stimmt meist nicht mit dem berechneten mittleren überein, sondern ist grösser (Ag Au, Pb Au, Ag Sn, Hg Sn, Au Bi, — ausgenommen Bi_{20} Au — Bi Sb, Cu Zn, Cu Sn, Pb Sb) oder geringer (Sb Sn mit Ausnahme von Sb Sn_{40}, Pb Sb, Sn Pb, Cd Pb), dagegen grösser oder geringer, je nach dem Mischungsverhältniss der Legirungen aus Bi Pb, Ag Pb, Hg Pb, Bi Ag, Cd Bi, Sn Au, Sn Cd, Sn Bi; Streck- und Schmiedbarkeit ist geringer als diejenige des streckbarsten Bestandtheiles; die Härte ist grösser als diejenige des weichsten Componenten; in der Hitze nimmt die Sprödigkeit der Legirungen zuweilen zu, so dass sie sich leichter zerkleinern lassen (Messing).

Zerlegungsmittel. Als Mittel zur Zerlegung der Legirungen dienen auf Hüttenwerken: allmäliges Erhitzen einer festen Legirung (Aussaigern des silberhaltigen Pb aus Cu und des Sn aus Fe; Verflüchtigung des Hg aus Au- und Ag-Amalgam), allmälige Abkühlung einer geschmolzenen Legirung (Pattinson's Krystallisationsprocess, ungleichmässiges Erstarren von Werkblei, Blicksilber u. s. w.), Oxydation der Metalle nach Massgabe ihrer Verwandtschaft zum Sauerstoff (S. 2), Umschmelzen und Absonderung nach dem specifischen Gewichte (Pb und Zn, Fe und Sn), Ausziehen des einen Metalles durch Lösungsmittel (Au und Ag mittelst Hg aus Schwarzkupfer, Scheidung von Au und Ag).

Entstehung. **5. Metalloxyde.** Dieselben entstehen durch Einwirkung von Luft bei erhöhter, nicht zum Schmelzen steigender Temperatur auf Metalle (Hammerschlag, Glühspahn) und Schwefelmetalle (Eisenoxyd aus Schwefelkies, Zinkoxyd aus Zinkblende), bei oxydirenden Schmelzungen ohne Zuschläge (Abtreiben, Gaarmachen) oder mit solchen (Salpeter, Bleioxyd, Eisen- und Kupfervitriol, Wasserdampf), sowie beim Behandeln mit Sauerstoff abgebenden Säuren (Ag und Cu mit concentrirter Schwefelsäure und verdünnter Salpetersäure).

Eigenschaften. Die Oxyde sind entweder leichtflüchtig (Blei-, Cadmium-, Quecksilberoxyd, arsenige Säure) oder schmelzbar und bei höherer Temperatur flüchtig (Blei- und Wismuthoxyd) oder unschmelzbar und feuerbeständig (Zink-, Zinn-, Eisenoxyd.)

Zerlegung. Zur Zersetzung oder Reduction der Oxyde dienen:

a) Blosses Erhitzen (edle Metalle);

b) Kohle, mit welcher leichtreducirbare Metalloxyde (von Pb, Bi, Sb, Ni, Cu, Fe) meist nur Kohlensäure geben, weil sich letztere wegen nicht hinreichender Temperatur in Berührung mit Kohle weniger leicht zu Kohlenoxydgas reducirt, als

---

1) Pogg. Ann. 120, 54.

bei schwerer reducirbaren Metalloxyden (wie Co, Sn, Zn, Mn, Cr). Uranoxydul wird durch Kohle nicht, Titansäure nur unvollständig reducirt. Die Eigenschaft der Alkalien, Erden und theilweise auch der Kieselsäure, den kräftigsten Reductionsmitteln zu widerstehen, ist für deren Abscheidung aus Erzen wesentlich.

c) Kohlenoxydgas. Dieses ist, obgleich auch die Wirkung der festen Kohle nicht unterschätzt werden darf, das hauptsächlichste reducirende Agens, welches beim Eindringen in die oxydischen Substanzen deren Sauerstoff aufnimmt und in Kohlensäure übergeht. 1 Gew.-Thl. Kohlenoxydgas giebt dabei 1,57 Gew.-Thle. Kohlensäure. Das Kohlenoxydgas entsteht entweder durch directe Verbrennung der Kohle oder in Berührung von Kohlensäure mit derselben in hinreichend hoher Temperatur. Eisenoxyd wird davon reducirt und dann gekohlt; Bleioxyd, Kupferoxyd und Zinnsäure reduciren sich leicht, die höheren Oxyde des Mangans nur zu Oxydul. Dasselbe ist auch das reducirende Agens beim Erhitzen mancher Oxyde (Nickeloxyd) für sich in porösen Thontiegeln. Da Metalloxyde durch Kohlenoxydgas reducirt und manche Metalle durch Kohlensäure oxydirt werden, so kann sich ein Gemenge von Kohlensäure und Kohlenoxydgas in der Hitze sowohl gegen Metalle, als Metalloxyde indifferent verhalten. Während z. B. die Oxyde des Nickels und Kobaltes durch ein solches Gemenge reducirt werden, so giebt glühendes Eisenoxyd darin Oxyduloxyd, glühendes Eisen wird nicht verändert, desgleichen nicht Zink und Zinkoxyd bei einem gewissen Verhältniss der Gase.

d) Gasförmige Kohlenwasserstoffe und Wasserstoffgas. Das leichte Kohlenwasserstoffgas verwandelt Kobalt-, Kupfer-, Nickel- und Wismuthoxyd unter Bildung von Kohlensäure in Metalle, Eisenoxyd in Oxydoxydul und Manganoxyduloxyd in Manganoxydul ohne Kohlensäureentwicklung, während Zink- und Zinnoxyd davon in mässiger Hitze gar nicht reducirt werden. Schweres Kohlenwasserstoffgas verhält sich ähnlich, scheidet nur Kohlenstoff ab und kann Kohlenmetalle erzeugen (Eisen, Mangan). Freies Wasserstoffgas tritt nur selten als Reductionsmittel auf.

e) Cyangas und Cyankaliumdämpfe. Kohlenstoff und Stickstoff vereinigen sich direct nur bei sehr hoher Temperatur, dagegen in niedrigerer Temperatur bei Gegenwart starker Basen (Alkalien der Brennmaterialasche, Kalk). Diese Substanzen sind äusserst kräftige Zerlegungsmittel sowohl für Oxyde als Schwefelmetalle und es ist die Reduction durch Ofengase die Folge einer Gesammtwirkung ihres Gehaltes an Kohlenoxydgas, Kohlenwasserstoffgas und Cyanverbindungen.

f) Andere, zum Sauerstoff verwandtere Metalle. Eisen reducirt Bleioxyd[1]), Zinkoxyd und Kieselsäure; Zinkdämpfe[2]) sind kräftige Reductionsmittel.

g) Schwefel tritt bei manchen Hüttenprocessen als Reductionsmittel auf (Blei- und Kupfer-Flammofenprocesse).

Bei Hüttenprocessen kommt es entweder auf völlige Umwandlung (Reduction) eines Oxydes in Metall an (Glätte, Nickeloxyd) oder nur auf eine theilweise Entziehung von Sauerstoff (Desoxydation, z. B. von Eisenoxyd zu Oxydul bei Kupfer- u. Bleihüttenprocessen). Die Trennung leichter und schwerer reducirbarer Metalloxyde geschieht häufig durch Erhitzen mit Kohle bei einer gewissen niedrigen Temperatur, bei welcher erstere in Metall übergehen, letztere aber unverändert oder auf eine niedrigere Oxydationsstufe übergeführt verschlackt werden (Blei- und Eisenoxyd bei kiesigem Bleiglanz, Kupfer- und Eisenoxyd bei Kupferkies, Nickelgewinnung). Bei den Reductionen spielen neben der Temperatur noch Massenwirkungen und Spannung von Dämpfen u. s. w. eine Rolle (Verhalten von Eisen zu Wasserdampf und von Eisenoxyd zu Wasserstoff[3]), von Zink[4]) gegen Kohlensäure und von Zinkoxyd gegen Kohlenoxydgas).

6. Schwefelmetalle. Dieselben, Leche oder Steine genannt, entstehen als Zwischenproducte beim Verschmelzen schwefelhaltiger Erze (Bleiglanz, Kupferkies) oder schwefelfreier Erze und Producte mit schwefelhaltigen Zuschlägen (Schwefel, Schwefelkies, Schwerspath, Gyps), bei der Reduction schwefelsaurer Salze durch Kohle oder Wasserstoff, durch Erhitzen von Schwefel mit Metallen (Cu, Fe, Ag, Hg u. s. w., nicht Au und Zn) und Metalloxyden (von Cu, Ag u. s. w.; Entstehung.

1) B. u. h. Ztg. 1857, S. 67. 2) Dingl. 172. 260. 3) Dingl. 198, 513. 4) B. u. h. Ztg. 1862, S. 329.

Mn giebt Oxysulfuret), von Metallen oder Metalloxyden in Schwefelwasserstoff, seltener durch Einwirkung von Schwefelkohlenstoff auf Metalle (zinkische Ofenbrüche); auf nassem Wege durch Ausfällung mittelst Schwefelwasserstoffs oder eines Schwefelalkalis (Sinding's Kupferfällung, Plattner's Goldextraction, Patera's Silberfällung), durch Reduction schwefelsaurer Salze durch organische Stoffe (künstliche Bildung von Zinkblende und Schwefeleisen in Grubenbauen).

Constitution. Die Leche sind seltener einfache Schwefelmetalle, als aus elektropositiven und elektronegativen Schwefelmetallen zusammengesetzte Verbindungen (Schwefelsalze) wohl mit isomorphen Bestandtheilen.

Zersetzung. Aus den Schwefelmetallen wird beim Hüttenprocess

1) das Metall direct abgeschieden entweder durch Zuschlag eines andern Metalles (Schwefelblei, Schwefelquecksilber und Schwefelantimon durch Eisen) oder eines Metalloxydes (Schwefelblei durch Bleioxyd, Halbschwefelkupfer durch Kupferoxyd, Schwefelblei durch Alkalien und alkalische Erden) oder eines Metallsalzes (Schwefelblei durch Bleisulfat, Schwefelzink durch Zinksulfat unter Verflüchtigung von Zink) oder durch Erhitzen bei Luftzutritt oder in Wasserdampf (Schwefelgold, Schwefelsilber, Schwefelquecksilber).

2) Das Schwefelmetall wird durch Erhitzen bei Luftzutritt (Rösten) in Oxyd übergeführt und aus diesem erst das Metall durch Reduction gewonnen (Schwefelungen des Zinkes, Kupfers, Bleies, Antimons). Sind mehrere zusammen vorkommende Schwefelmetalle auf letztere Weise in Oxyde verwandelt, so lassen sie sich häufig durch reducirende und solvirende Schmelzungen bei einer gewissen nicht zu hohen Temperatur trennen (Blei- und Eisenoxyd, Kupfer- und Eisenoxyd).

Röstverhalten bei Luftzutritt. Bei dem Rösten der Schwefelmetalle an der Luft entstehen zuerst Metalloxyde und schweflige Säure, welche letztere theilweise entweicht, theils durch Contactwirkung (in Berührung mit den gebildeten Oxyden) durch den Sauerstoff der Luft in Schwefelsäure übergeführt wird und schwefelsaures Metalloxyd erzeugt. Je nachdem letzteres mehr oder weniger geneigt ist, bei steigender Temperatur seine Schwefelsäure als Dampf (Eisenoxydsulfat) oder in schweflige Säure und Sauerstoff zersetzt (Sulfate von Kupfer-, Zink-, Silberoxyd) abzugeben, bleibt in dem Röstgute neben Metalloxyd (auch wohl Metall) mehr oder weniger schwefelsaures Salz zurück, welches beim demnächstigen reducirenden Schmelzen wieder einen Lech giebt. Ein Kohlezusatz kann die Zersetzung der schwefelsauren Salze beim Rösten begünstigen (Zinksulfat). In nachstehender Reihenfolge etwa geben die schwefelsauren Metalloxyde ihre Schwefelsäure bei steigender Temperatur ab: Silber-, Eisen-, Kupfer-, Zink-, Nickel-, Kobalt-, Mangan-, Bleisulfat. Letzteres entlässt bei Rösttemperaturen überall keine Säure, schmilzt, ohne sich zu zersetzen bei steigender Temperatur, giebt aber in sehr hohen, beim Bleihüttenprocess indes nicht vorkommenden Temperaturen, welche sich der Schmelzhitze des Eisens nähern, nach Boussingault[1]) seine Schwefelsäure vollständig ab. Werden mehrere Schwefelmetalle zusammen geröstet, so kann sich obige Reihenfolge ändern, und es wirkt neben dem atmosphärischen Sauerstoff der Sauerstoff der frei gewordenen Schwefelsäure oxydirend auf noch nicht zersetzte Schwefelmetalle ein. So verwandelt sich ein Gemenge der Schwefelmetalle von Fe, Cu, Ag, Zn und Mn beim Rösten in allmälig steigender Temperatur in dieser Reihenfolge nach einander in Sulfate und dann in Oxyde, so dass bei einer gewissen Temperatur und nach einer bestimmten Zeitdauer der Röstung Fe und Cu als Oxyde, die übrigen Metalle als Sulfate vorhanden sird, von welchen sich diejenigen des Zn und Mn wieder bei höherer Temperatur zersetzen, als dasjenige des Ag. Auf dieses Verhalten sind wichtige hüttenmännische Processe basirt (Darstellung von Zinkvitriol aus schwefelkies- und zinkblendehaltigem Bleiglanz, von Kupfervitriol aus eisenhaltigem Lech, von Silbervitriol aus Lechen, von Nickel- und Kobaltvitriol aus eisenhaltigen Lechen). Ist beim Rösten der Luftzutritt beschränkt, so können Dämpfe von Schwefel und Schwefelarsen entweichen, und es kann die schweflige Säure bereits gebildeten Metalloxyden (Kupfer-, Eisenoxyd) Sauerstoff entziehen oder

1) Erdm. J. 102, 90.

sich in Schwefelsäure und Schwefel zerlegen. In beiden Fällen entstehen schwefelsaure Salze.

Schon bei gewöhnlicher Temperatur gehen feuchte Schwefelmetalle an der Luft schwieriger (Fe, Mn) oder leichter (Zn) in Oxyde über, erstere unter Ausscheidung von Schwefel, letztere unter Entwicklung von Schwefelwasserstoff.[1])

3) Rösten mit Wasserdampf. Beim Rösten von Schwefelmetallen mit Wasserdampf[2]) treten verschiedene Reactionen ein, je nachdem folgende Umstände vorhanden:

a) Bei Luftabschluss setzen sich Schwefelmetall und Wasserdampf in Schwefelwasserstoff und Metalloxyd um, welches letztere an noch unzersetztes Schwefelmetall Sauerstoff abgebend, schweflige Säure erzeugt; diese zerlegt sich mit Schwefelwasserstoff zu Wasser und Schwefel, welcher dampfförmig entweicht. Im Grossen lässt sich kaum der Luftzutritt abhalten, in Folge dessen dann die nachstehende Reaction stattfindet.

b) Bei Luftzutritt entstehen neben Schwefelwasserstoff auch schweflige Säure und schwefelsaure Salze, welche sich bei steigender Rösttemperatur entweder zerlegen lassen (Eisen- und Kupfersulfat) oder der Zerlegung mehr oder weniger widerstehen (Sulfate von Zink, Blei, Kalk).

c) Bei Anwesenheit von Kohle (z. B. beim Rösten von Kohleneisenstein oder mit Brennmaterial geschichteten, Schwefelkies enthaltenden Eisenerzen) zerlegt sich der Wasserdampf mit derselben in Kohlenoxydgas und Wasserstoffgas, welches erstere gar nicht auf die Schwefelmetalle wirkt, während letzteres denselben ihren Schwefelgehalt nur langsam entzieht.

Wie Versuche im Kleinen und Grossen meist ergaben, wirkt der Wasserdampf weniger kräftig und langsamer beim Rösten, als atmosphärische Luft und veranlasst mehr Kosten für Herstellung und besondere Apparate, weshalb man selten Anwendung davon macht. Nur bei Arsenmetallen[3]) namentlich silberhaltigen soll derselbe sich vortheilhaft ohne Luftzutritt bewähren, indem die gebildete arsenige Säure durch den überschüssigen Wasserdampf mitgerissen wird und bei einer Condensation desselben der entstandene silberhaltige Flugstaub sich vollständiger niederschlagen lässt, als in trockenen Condensationskammern. Auch wird die Verstäubung von Erztheilchen vermindert. Enthalten aber die Erze gleichzeitig Schwefel (z. B. Fahlerze), so lässt sich wegen Bildung von Schwefelarsen nur bei einem grossen Ueberschuss von Schwefel das Arsen völlig austreiben.[4]) Patera[5]) fand eine chlorirende Röstung mit Wasserdampf besonders wirksam für die Entfernung von Arsen und die Chloration von Silber. Die Austreibung von Kohlensäure wird durch Wasserdampf begünstigt. Brunfaut[6]) will durch abwechselnde Einwirkung von Wasserdampf und Luft eine vollständige Entschwefelung herbeiführen, und neuerdings haben die Anwendung von Wasserdampf Krasinski und Wissocq[7]) zur Sulfatbildung, Rivot[8]) zur Abscheidung von Silber aus Schwefelsilber und von Gold aus Kiesen behuf der Amalgamation für amerikanische Erze, sowie Hinterhuber[9]) für Zinkblende empfohlen.

Bei Eisenerzen ist es zur Entfernung eines Schwefelgehaltes aus Schwefelmetallen wirksamer, statt mit Wasserdampf zu rösten, die in gewöhnlicher Weise abgerösteten Erze noch heiss mit Wasser zu bespritzen und sie auszulaugen.

4) Erhitzen bei Luftabschluss. Die Schwefelmetalle werden entweder unter Verflüchtigung von Schwefel in Metalle verwandelt (Au, Pt), oder sie geben nur einen Theil Schwefel ab (höhere Schwefelungsstufen von Fe, Cu, Sn, auch Einfachschwefelblei) oder sie bleiben unzersetzt, indem sie den festen Aggregatzustand beibehalten (Ag, Zn, Einfachschwefeleisen) oder sich verflüchtigen und zwar direct (As, Hg) oder nachdem sie zuvor geschmolzen (Sb). Wirken beim Erhitzen Kohle, Kohlenoxyd oder Kohlenwasserstoff ein, so findet entweder gar keine (Fe, Pb, Cu) oder nur eine unvollständige Zerlegung der Schwefelmetalle durch Schwefelkohlenstoffbildung statt (Entstehung zinkischer Ofenbrüche). Wasserstoff reducirt manche Schwefelmetalle unter Entwicklung von Schwefelwasserstoff (Ag, Bi, Sn, Sb).

---

1) Dingl. 197, 335. 2) Plattner's Röstprocesse S. 238. Kerl, Met. 1, 26, 405; 3, 130. Americ. Journ. of Mining 1868, Vol. 5, No. 11 p. 169; No. 13 p. 201. Percy-Wedding's Eisenhüttenkunde 2, 413. 492. Samml. v. Zeichnungen f. d. Verein Hütte 1861 No. 5. Erdm. J. f. ök. u. techn. Chem. 11, 348. 3) B. u. h. Ztg. 1853, S. 561, 580; 1855, S. 82, 131. Preuss. Ztschr. 10, 169. 4) B. u. h. Ztg. 1863, S. 303. 5) B. u. H. Ztg. 1861, S. 60. 6) B. u. h. Ztg. 1861, S. 446. 7) B. u. h. Ztg. 1869, S. 331. 8) B. u. h. Ztg. 1869, S. 219; 1871 S. 276. Ann. d. min. 1870 Bd. 18, p. 1. 9) Kärnthn. Ztschr. 1871 S. 172.

5) Zersetzen durch Säuren und Chlor. Diese zerlegen die meisten Schwefelmetalle und Schwefelsalze auf trockenem und auf nassem Wege. Die Wirkung der Salzsäure kann durch einen Zusatz von Eisenpulver (Schwefel- und Kupferkies) oder Zink (Bleiglanz) begünstigt werden. [1])

Entstehung.

7. Arsen- und Antimonmetalle. Dieselben entstehen als sogenannte Speisen entweder als meist ungern gesehene Zwischenproducte beim Verhütten antimon- und arsenhaltiger Geschicke durch blosses Zusammenschmelzen derselben oder durch Reduction aus antimon- und arsensauren Salzen (Kupfer-, Blei- und Silbererze) oder sie werden absichtlich durch arsenhaltige Zuschläge (Arsenkies, arsenige Säure, Fliegenstein) erzeugt (Nickel- und Kobaltgewinnung, Nickeloxydul und Arsenkobalt geben Arsennickel und Kobaltoxydul). Von den Lechen unterscheiden sie sich hauptsächlich durch grösseres specifisches Gewicht, weissere Farbe und stärkeren Glanz, grössere Härte und grössere Sprödigkeit.

Eigenschaften.

Zersetzung der Arsenmetalle.

Die Arsenmetalle können beim Erhitzen unter Luftabschluss Arsen abgeben, wenn sie auf einer höheren Arsenicirungsstufe über $^1/_4$ Arsenmetall stehen (Arsenverbindungen von Fe, Ni, Co); beim Rösten geben sie unter Entwicklung von arseniger Säure (auch Arsensuboxyd) neben Metalloxyden hauptsächlich basisch arsensaure Salze, welche in der Glühhitze meist beständig sind, bei Zusatz von kohlenstoffhaltigen Substanzen und Luftabschluss (reducirende Röstung) aber mehr oder weniger leicht in Oxyde oder Arsenmetalle übergehen. Aus letzteren werden bei Luftzutritt unter Entwicklung von arseniger Säure wieder arsensaure Salze gebildet. Das wirksamste Mittel zur Zerlegung der Arsenmetalle ist demnach ein wiederholtes oxydirendes und reducirendes Rösten. Am leichtesten zersetzt sich auf diese Weise arsensaures Eisenoxyd, etwas weniger leicht arsensaures Kupferoxyd und noch schwieriger arsensaures Nickel- und Kobaltoxydul. Manche arsensaure Salze werden durch beim Rösten von Schwefelmetallen oder aus zugeschlagenen schwefelsauren Salzen, wie Eisenvitriol, entstandene dampfförmige Schwefelsäure zerlegt (arsensaures Silberoxyd), sowie auch durch reducirend wirkende niedrigere Oxydationsstufen (Eisenoxydul). Schwefelarsenmetalle entlassen beim Erhitzen an der Luft schweflige und arsenige Säure, zuweilen auch Schwefelarsen (Arsenkies) und es kann ein Gemenge von Metalloxyd, arsen- und schwefelsaurem Salz (Arsenkies) oder nur arsensaures Salz (Rothgiltigerz) zurückbleiben. — Chlorgas treibt aus Arsenmetallen flüchtiges Chlorarsen aus (Rösten arsenhaltiger Kupfererze mit Kochsalz) und Schwefel trägt zur Verflüchtigung des Arsens (z. B. aus Kupfererzen beim Schmelzen als Schwefelarsen) bei. Wasserdampf wirkt in ähnlicher Weise wie auf Schwefelmetalle ein. — Beim Glühen mit Kohle unter Luftabschluss gehen höhere Arsenverbindungen unter Arsenverlust in niedrigere über, welche zuweilen eine constante Zusammensetzung besitzen (Ni_3As, Co_4As, Cu_3As). — Auf theilweise nassem Wege (z. B. bei der Nickel- und Kobaltgewinnung) entfernt man Arsenmetalle durch Rösten, Glühen des Rückstandes mit Salpeter und kohlensauren Alkalien und Auslaugen des arsensauren Alkalis oder durch Schmelzen derselben mit Alkalien und Schwefel und Auslaugen des entstandenen Schwefelsalzes.

Zersetzung der Antimonmetalle.

Antimonmetalle verhalten sich im Allgemeinen wie Arsenmetalle, nur finden die angegebenen Zersetzungen namentlich der antimonsauren Salze schwieriger und unvollständiger statt. Durch andere Metalle, z. B. Fe, können Arsen- und Antimonmetalle in der Schmelzhitze zerlegt werden (S. 3).

Entstehung.

8. Kohlenstoffmetalle. Hierher gehören hauptsächlich nur die verschiedenen Kohlungsstufen des Eisens (Stabeisen, Stahl und Roheisen), durch Einwirkung von festem Kohlenstoff, Kohlenoxydgas, Kohlenwasserstoff und Cyanverbindungen auf Eisen in erhöhter Temperatur darzustellen, ferner die Verbindungen von Eisen und

---

[1]) Dingl. 186, 340.

Mangan mit Kohlenstoff (Ferromanganese).[1]) Von untergeordneter Bedeutung sind Kohlenstoffverbindungen von Pt, Ir, Ag u. Ni, und von zweifelhafter Existenz Kohlenstoffkupfer (Kupferraffiniren).

Zersetzung. Die Zerlegung der Carburete des Eisens geschieht durch den Sauerstoff der Luft oder Sauerstoff abgebende Substanzen (Eisenoxyd, Eisenoxyduloxyd, gaare Eisenfrischschlacken, Zinkoxyd, Wasserdampf, Braunstein, Salpeter u. s. w.).

Entstehung. **9. Phosphormetalle.** Beim Verschmelzen Phosphorsäure enthaltender Eisen-[2]) und Kupfererze entstehen meist unerwünschte spröde, mehr oder weniger leichtflüssige Verbindungen, welche entweder ohne Weiteres nutzbar sind (Giessereiroheisen) oder zuvor von Phosphor gereinigt werden müssen (Roheisen zur Stabeisen- und Stahlbereitung, Phosphorkupfer).[3])

Zersetzung. Diese Reinigung gelingt durch Erhitzen bei Luftzutritt (ausser bei Verbindung des P mit Au, Ag und Bi) meist nur unvollkommen. Zwar lässt sich im Eisencarburet der Phosphor durch Oxydationsmittel (Luft, Eisenoxyd, Salpeter) in Phosphorsäure überführen und an Basen (Eisenoxydul, Kalk, Alkalien) binden, aber in höherer Temperatur wird bei Einwirkung von Kohle ohne und namentlich mit Kieselsäure auf das phosphorsaure Salz immer wieder ein Theil Phosphor reducirt und ins Metall geführt. Namentlich basische Eisenschlacken sind zur Aufnahme und Festhaltung von Phosphor am meisten geeignet, weshalb aus phosphorhaltigen Erzen bei der directen Eisenerzeugung in Rennherden und Wolfsöfen ein minder phosphorhaltiges Eisen erfolgt, als im Hohofen. Beim Verfrischen phosphorhaltigen Roheisens wird der meiste Phosphor am Ende der Arbeit bei Vorhandensein einer basischen Schlacke abgeschieden. Weder eine mechanische Aufbereitung der Eisenerze, noch die Behandlung mit chemisch wirkenden Mitteln hat zu völlig befriedigenden Resultaten hinsichtlich der Phosphorabscheidung geführt. Als letztere hat man bei der Roheisenerzeugung sowohl als auch bei Umwandlung des Roheisens in Stabeisen und Stahl Chlormetalle[4]) (der Alkalien und alkalischen Erden, des Eisens und Mangans, Chlorkalk u. s. w.) angewandt, um flüchtigen Chlorphosphor zu bilden, sowie auch Jod[5]), Flussspath nebst Eisenoxyd und Kryolith.[6]) Das zum Auslaugen der phosphorsauren Salze mit Salzsäure oder schwefliger Säure empfohlene Verfahren[7]) ist nur in ganz speciellen Fällen praktisch durchführbar und hat bislang keinen allgemeinen Eingang gefunden. Mangan ist zur Entfernung des Phosphors nicht wirksam befunden.[8])

Entstehung. **10. Siliciummetalle.**[9]) Dieselben entstehen bei sehr hohen Temperaturen durch Einwirkung von Kohle oder leicht oxydirbaren Metallen (Fe, Ni) auf kieselsaure Metalloxyde oder auf Kieselsäure.

Zersetzung Solche Verbindungen sind u. A. von Fe, Mn, Cu, Pt, Ag, Au, Sn, Sb bekannt, auch sind Siliciumarsenmetalle von Zn, Cu, Fe, Co und Ni beobachtet. Die hauptsächlich in Betracht kommenden Verbindungen des Eisens bedürfen einer Reinigung durch Schmelzen mit Sauerstoff abgebenden Körpern (oxydirtem Eisen, gaarer Frischschlacke, Braunstein, Salpeter u. s. w.). Silicium lässt sich auf diese Weise vollständiger aus Eisen entfernen, als Phosphor und Kohlenstoff.

Siliciumreiches Roheisen ist leichtflüssig, zeigt nur geringe Festigkeit, bricht leicht (ist faulbrüchig) und eignet sich deshalb weniger zu Gusswaaren; beim Frischen erleidet dasselbe bedeutenden Eisenabgang, ist aber für den Bessemerprocess sehr geeignet, indem durch frühzeitiges Verbrennen des Siliciums eine den Process sehr fördernde hohe Temperatur erzeugt wird.[10])

Siliciumeisenmangan hat man bei der Stahlbereitung verwandt.[11])

---

1) Percy-Wedding's Eisenhüttenkunde 2. Abthlg., S. 149, 211. B. u. h. Ztg. 1865, S. 224; 1871, S. 204, 231, 232. Fresen. Ztschr. 1869, S. 116. Dingl. 177, 303; 196, 582; 197, 328; 198, 205. 2) Freese, verschiedene Phosphoreisen in Pogg. Ann. 132, 225. 3) Percy-Knapp's Met. 1, 275. 4) B. u. h. Ztg. 1864, S. 231, 239; 1866, S. 396; 1868, S. 44; Met. 3, 48, 453, 496, 497. 5) Polyt. Centr. 1871, S. 590. 6) B. u. h. Ztg. 1864, S. 239; 1868, S. 265. Oest. Ztschr. 1871 No. 15. 7) B. u. h. Ztg. 1865, S. 264; 1870, S. 376. Oest. Ztg. 1865, S. 354. Dingl. 201, 245. 8) Dingl. 168, 380. 9) Erdm. J. 91, 193. 10) B. u. h. Ztg. 1870, S. 95, 155, 216; 1871, 123. 11) Dingl. 196, 206.

Sauerstoff-Salze.

11. Metallsalze. Sauerstoffsalze erzeugen sich beim Erhitzen von Schwefel-, Antimon- und Arsenmetallen sowohl bei Luftzutritt in Röst- und Schmelztemperatur (Vitriolbildung, Abstrichbildung), als auch beim Glühen oder Schmelzen derselben mit Oxydationsmitteln (Chromeisenstein, Arsenmetalle, Wolfram mit Salpeter); durch Verbindung von Oxyden mit Sauerstoffsäuren auf trockenem (Schlackenbildung) und nassem Wege (gerösteter Kupferstein, oxydische Kupfererze in Schwefelsäure), durch Auflösung von Metallen in Säuren (Kupfer, Silber u. s. w. in Schwefelsäure) u. s. w.

Haloidsalze.

Haloidsalze, namentlich Chlormetalle entstehen durch Behandlung von Metallen mit Chlorgas (Plattner's Goldextractionsprocess, Miller's Goldraffination) oder mit Chlorationsmitteln (Cu und Ag mit Eisen- und Kupferchlorid, silberhaltiges Schwarzkupfer mit Kochsalz erhitzt) auf trockenem und nassem Wege; durch Erhitzen der Metalloxyde, Schwefel-, Antimon- und Arsenmetalle mit Chloriden, namentlich Chlornatrium, wobei durch die vereinigte Wirkung von gebildetem Chlorgas, salzsaurem Gas und dampfförmigen Chloriden Chlormetalle entstehen (chlorirendes Rösten, Wirkung des Schafhäutl'schen Pulvers); durch Auflösung von Metallen und Metalloxyden in Wasserstoffsäuren, namentlich Salzsäure (Nickel- und Kobaltgewinnung), auch in Königswasser (Gold, Platin); durch Fällung gelöster Metalle mit Chloriden (Chlorsilber und Chlorblei durch Kochsalz aus salpetersaurer Lösung). Manche Oxyde lösen sich nach dem Glühen nur schwierig in Säuren auf, so namentlich Eisenoxyd, etwas leichter Nickel- und Kobaltoxyd und am leichtesten Kupferoxyd, welches Verhalten bei der Kobalt- und Nickelgewinnung im Grossen benutzt wird; Zinkoxyd, wenn eisenhaltig, löst sich schwierig, dagegen leichter bei Zusatz von etwas metallischem Zink oder Eisen. Geglühtes Eisenoxyd löst sich am leichtesten in einem Gemisch von 8 Gew.-Thl. Schwefelsäure und 3 Theilen Wasser. [1])

Zersetzung.

Die Zersetzung der Metallsalze [2]) kann geschehen: durch Glühen für sich, wobei sie entweder in Metalle (die Chloride von Au und Pt, Silbervitriol) oder in Oxyde (Eisen- und Kupfervitriol) übergehen, während andere dabei sich nicht oder nur in sehr hohen Temperaturen zersetzen (schwefelsaures Bleioxyd, Chlorsilber, antimon- und arsensaure Salze); durch Erhitzen mit Kohle unter Umwandlung in Schwefelmetalle, welche dabei noch unzersetztes Metallsalz zerlegen können (Schwefelblei); durch Erhitzen mit Schwefelmetallen (S. 12); durch Erhitzen mit alkalischen und erdigen Zuschlägen ohne (Chlorsilber) oder mit Kohle und Entschweflungsmitteln (Bleiglanz mit Potasche, Mehl und Eisen); durch Erhitzen in Wasserdampf, wobei entweder Oxyde oder basische Chloride (Fe, Mn, Zn, Ni, Co, Cu, Sb, Bi) oder bei Anwesenheit von Kohle Metalle entstehen (Chlorsilber, Quecksilberchlorür); durch ein anderes zum Chlor verwandteres Metall (Chloraluminium durch Na); ferner auf nassem Wege durch ein anderes Metall (Ag Cl durch Hg) oder mittelst galvanischer Elektricität (S. 3), sowie durch Reductionsmittel (Au durch schweflige Säure, Oxalsäure, Eisenvitriol, Phosphor) u. s. w.

---

1) B. u. h. Ztg. 1861, S. 364. Oest. Ztschr. 1857, No. 36. 2) Verhalten von Bleisilicat und Bleisulfat in b. u. h. Ztg. 1871, S. 78.

2. Abschnitt.

Von den Hüttenprocessen.

Chemische Operationen.

12. Allgemeines. Die Hüttenprocesse, die chemischen Operationen im Grossen, erfordern, damit die beabsichtigten chemischen Wirkungen eintreten, entweder:

a) ein Erhitzen der Substanzen (trockene oder pyrometallurgische Hüttenprocesse), wobei dieselben seltener fest bleiben (Rösten, Cementiren, Glühen), als flüssig (Schmelzen, Saigern und Krystallisiren) oder dampfförmig werden (Sublimiren und Destilliren) oder Producte in diesen verschiedenen Aggregatzuständen liefern; oder

b) eine Behandlung auf nassem Wege, mit Flüssigkeiten (nasse oder hydrometallurgische Processe), wie Amalgamiren, Solviren und Präcipitiren;

c) eine Behandlung auf trockenem und nassem Wege (gemischte Processe), z. B. bei der Scheidung der auf trockenem Wege erhaltenen Legirungen von Au und Ag, von Cu und Ag.

Die nassen Processe, bei welchen auch zuweilen Elektricität eine Rolle spielt (elektrometallurgische Processe), haben zwar vor den trockenen meist folgende Vorzüge: rascheres und vollständigeres Ausbringen der Metalle, grössere Wohlfeilheit und minder complicirte und kostspielige Apparate; finden aber doch keine allgemeine Anwendung, weil sie oft difficiler Natur sind und Erze u. s. w. von ganz bestimmten Eigenschaften bedingen (Augustin's und Ziervogel's Process, Plattner's Goldprocess.)

Mechanische Operationen.

Die chemischen Processe müssen häufig durch mechanische Operationen (Zerkleinern, Trennen, Mengen etc.) unterstützt werden.

Metallverluste.

Bei allen Hüttenprocessen entstehen Metallverluste[1]), theils auf mechanischem Wege (durch Verstäuben, beim Transport, durch Einhüllung metallhaltiger Theile in den Abgängen), theils auf chemischem Wege (durch einen Rückhalt in den Abfällen oder Handelsproducten), theils durch Verflüchtigung.

Der Controle dieser Verluste, deren Grösse den Werth des Hüttenprocesses mit bedingt, stellen sich oft grosse Hindernisse entgegen, welche begründet sein können hauptsächlich in den vorhandenen Remedien bei der Erzübernahme, in der Schwierigkeit des sicheren Probenehmens namentlich bei ungleichmässig zusammengesetzten Erzen und Producten, in der Unsicherheit der hüttenmännischen Proben selbst und in den Schwankungen, welche beim Messen statt Wägens der Materialien und Producte eintreten.

1. Capitel. Trockene Processe.

A. Processe unter Schmelzhitze ausgeführt.

Zweck.

13. Glühen, Tempern, Adouciren, Anlassen, Schweissen. Diese Processe, mechanischer Natur, bestehen in einem Erhitzen des

1) Met. 1, 88.

Gegenstandes bei Luftzutritt, bei Luftabschluss oder in einer Hülle von schlechten Wärmeleitern behuf Aenderung des Molekularzustandes. Durch die ausdehnende Kraft der Wärme werden die Molekule in veränderte Lage gebracht, worauf sie sich in der Hitze (Schweissen) oder nach der Abkühlung leichter in eine bestimmte Form bringen oder sich inniger mit einander vereinigen lassen.

Beispiele. Glühen von Blech, Adouciren oder Tempern von Gusseisen, Anlassen von Stahl, Schweissen von Stabeisen, wobei Gase in das Metall eindringen können (S. 9).

Zweck. **14. Cementiren.** Feste Gegenstände werden in einer Hülle von pulverförmigen Substanzen geglüht, welche in der Weise eine chemische Einwirkung ausüben, dass ersteren entweder ein Bestandtheil hinzugefügt (Cementstahl) oder ein solcher entnommen wird (hämmerbares Gusseisen), so dass ein Körper von veränderten chemischen Eigenschaften entsteht.

Beispiele. Glühen von Stabeisen in Holzkohlenpulver (Cementirpulver) bei Kupferschmelzhitze, wobei dasselbe aus eindringenden Gasen und Dämpfen (hauptsächlich Cyanalkalien, weniger Kohlenoxyd und Kohlenwasserstoffgas) Kohlenstoff aufnimmt (Cementstahlbildung), da Eisen bei höherer Temperatur für Gase durchdringlich ist (S. 9); Erhitzen von weissem Roheisen in Sauerstoff abgebenden Substanzen (Braunstein, Eisen- oder Zinkoxyd) behuf Darstellung von hämmerbarem Gusseisen; Glühen von silberhaltigem Gold mit Chlor abgebenden Cementirpulvern, wobei sich von der Oberfläche des Gegenstandes leicht zu entfernendes Chlorsilber bildet.

Begriff. **15. Rösten.** [1]) Erhitzen eines Körpers bis zu einer die Schmelzhitze nicht erreichenden, aber doch so hohen Temperatur, dass derselbe entweder durch Einfluss der Wärme allein flüchtige Bestandtheile (Kohlensäure, Wasser, Kohlenwasserstoffe, Schwefel, Schwefelarsen) verliert oder durch die chemische Wirkung gasförmiger (Luft, Chlorgas), dampfförmiger (Wasserdampf, Chloride) oder fester Substanzen (Kohle, Kalk, Sulfate) verändert wird. Gleichzeitig kann durch die Wirkung der Wärme ohne irgend welche chemische Action eine Auflockerung (Brennen, Mürbebrennen) der Substanz stattfinden.

Zweck. Diese Processe dienen seltener zur directen Abscheidung der Metalle aus ihren Verbindungen (Rösten von geschwefeltem Quecksilber, Silber, Gold und Platin bei Luftzutritt), als zur Umwandlung der letzteren in eine für die Metallausscheidung geeignete Form (Oxyd, Chlorid, Salz).

Röstmethoden. Es lassen sich nachstehende Röstmethoden unterscheiden:

1) Rösten in einer neutralen, weder oxydirenden, noch reducirenden Atmosphäre.

a) Ohne Verflüchtigung, blosses Mürbebrennen (Rotheisenstein, Eisenglanz, Zinnzwitter);

b) Mit Verflüchtigung von Stoffen. Hydratwasser aus Brauneisenerzen und die Erze begleitenden wasserhaltigen Beimengungen; Kohlensäure aus Spath-, Thon- und Kohleneisenstein, auch Galmei; Kohlenwasserstoffe aus Kohleneisensteinen; Schwefel und

1) Plattner, die metallurgischen Röstprocesse, Freiberg 1856. Dussauce, Rösten schwefelhaltiger Erze, in American Journ. of Mining 1868. Vol. VI. S. 233; 249. Küstel, G. Roasting of Gold and Silver Ores. London.

Arsen aus höheren Schwefelungs- und Arsenicirungsstufen; Schwefelarsen aus Arsenkies. Die entweichende Kohlensäure kann eine Oxydation (z. B. von Eisenoxydul in Spath-, Thon- und Brauneisenstein in Oxyduloxyd) herbeiführen [1]), wirkt aber weniger kräftig oxydirend, als die atmosphärische Luft.

2) Oxydirendes Rösten.

a) Ohne Verflüchtigung. Sehr allmähliche Umwandlung des Magneteisensteins in Eisenoxyd.

b) Mit Verflüchtigung. Schwefel-, Antimon- und Arsenmetalle (S. 12, 14) mit Luft, Wasserdampf oder seltener festen Zuschlägen (Salpeter, Eisenvitriol) geröstet, geben schweflige, antimonige und arsenige Säure neben schwefel-, antimon- und arsensauren Salzen, welche bei steigender Temperatur ihre Säure mehr oder weniger leicht fahren lassen (Blei-, Kupfer-, Silber-, Nickel- und Kobalterze). — Spatheisenstein giebt unter Kohlensäureverlust Oxyduloxyd, zuletzt leichter als Magneteisenstein Oxyd; Kohleneisensteine desgleichen, indem die organischen Beimengungen verbrennen.

3) Reducirendes Rösten.

a) Ohne Verflüchtigung. Roth- und Magneteisenstein gehen mit kohlehaltigen Stoffen in Oxyduloxyd, zuletzt in metallisches Eisen über, wenn sie mit Brennstoffen geschichtet geröstet werden.

b) Mit Verflüchtigung. Spath- und Kohleneisensteine geben unter Entlassung resp. von Kohlensäure und Kohlenwasserstoffen Oxydoxydul und metallisches Eisen; schwefel-, antimon- und arsensaure Salze verwandeln sich unter Entstehung von schwefliger, antimoniger und arseniger Säure in Schwefel-, Antimon- und Arsenmetalle (Fahlerze, Zinkblende, Nickel- und Kobalterze, Skumnas).

Wie aus dem Vorstehenden hervorgeht, können gewisse Wirkungen der Röstung dieselben sein, mag man dieselbe in einer neutralen, oxydirenden oder reducirenden Atmosphäre ausführen, z. B. die Austreibung von Kohlensäure, Wasser- und Kohlenwasserstoffen, sowie ein Mürbebrennen.

4) Chlorirendes Rösten mit Kochsalz, wobei entweder feste (Chlorsilber, Chlorkupfer) oder flüchtige Chloride (von Antimon, Arsen, Zink, Schwefel u. s. w.) sich bilden. Man vermengt die Substanz (gewöhnlich Schwefelmetalle, seltener Antimon- und Arsenmetalle, Oxyde und Legirungen) entweder schon im Beginn der Röstung mit Kochsalz oder fügt dasselbe hinzu, nachdem ein oxydirendes Rösten vorangegangen (letzteres bei an Kupfer reichen Schwefelmetallen und bei an Nickel und Kobalt reichen Arsenmetallen).

Hierbei können wirksam sein:

a) freies Chlor, dadurch erzeugt, dass aus Schwefelmetallen durch oxydirendes Rösten gebildete oder in Gestalt von calcinirtem Eisenvitriol zugesetzte schwefelsaure Salze wasserfreie Schwefelsäure entlassen und diese einestheils unter Entwicklung von schwefliger Säure erst das Natrium des Chlornatriums oxydirt, anderntheils dann schwefelsaures Natron bildet und Chlor frei wird. Dieses verwandelt zum geringen Theil Metalloxyde, dagegen leicht regulinische Metalle und Schwefel-, Antimon- und Arsenmetalle in Chlorverbindungen, welche zum Theil flüchtig sind.

b) Chlorwasserstoffsäure, welche dadurch entsteht, dass Chlor Wasser-

1) Allgem. B. u. h. Ztg. 1860, S. 9.

stoffverbindungen (Wasserdämpfen und Kohlenwasserstoffgasen aus dem Brennmaterial) Wasserstoff entzieht oder flüchtige Chloride mit Wasser sich in Salzsäure und Oxyde oder ein basisches Chlormetall umsetzen. Patera wendet beim chlorirenden Rösten arsenhaltiger Silbererze absichtlich Wasserdampf an (S. 13). Die dampfförmige Chlorwasserstoffsäure verwandelt hauptsächlich Metalloxyde, sowie schwefel-, antimon- und arsensaure Salze in Chloride und zwar letztere unter Bildung von Chlormetall, Chlorschwefel, Chlorantimon, Chlorarsen, Wasser und Chlor, z. B. antimonsaures Silberoxyd und Salzsäure.

c) Flüchtige Chloride, auf die sub a und b angegebene Weise oder durch Umsetzen von schwefel-, weniger von antimon- und arsensauren Salzen mit Kochsalz entstehend. Dieselben geben (hauptsächlich Eisen- und Kupferchlorid, weniger die Chlorverbindungen von Nickel, Kobalt, Zink, Blei und Wismuth) Chlor ab, wenn sie unter Zutritt von Luft mit einem Metalle, einem Schwefel-, Antimon- und Arsenmetall oder mit einem Metalloxydsalz zusammen kommen, dessen Metall zum Chlor eine grössere Verwandtschaft besitzt, als das bereits damit verbundene. Auch dampfförmiges Kochsalz vermag bei Luftzutritt Metalle und Schwefelmetalle, weniger oder gar nicht Arsen- und Antimonmetalle, sowie auch nicht Metalloxyde in Chlormetalle umzuwandeln. (Amalgamation der Silbererze, Leche und Schwarzkupfer, Augustin's Silberextractionsprocess, Wirkung des Schafhäutl'schen Pulvers auf schwefelhaltiges Eisen, Entfernung von Antimon und Arsen aus Kupfererzen durch Kochsalzzusatz.)

Röstapparate.

Was die Auswahl der später näher zu beschreibenden Röstapparate (Herd-, Schacht-, Flamm- oder Gefässöfen) anbetrifft, so richtet sich dieselbe hauptsächlich nach der Korngrösse der Substanz (Pulver, Schlieg, Bruchstücke), nach dem erforderlichen Grade der Röstung (vollkommene oder unvollkommene Röstung), nach lokalen, namentlich ökonomischen Verhältnissen (Preise von Brennmaterial und Arbeitslöhnen) u. A. Im Allgemeinen röstet man Erze in Bruchstücken in Herd- und Schachtöfen bei unvollkommener Erreichung des Zweckes, Erze in Pulverform in Flamm- und Gefässöfen ab, wenn es auf eine möglichst vollkommene Röstung ankommt. Doch giebt es Ausnahmen hierbei.

a) Herdöfen (freie und bedachte Haufen, Stadeln) sind rasch und billig herzustellen und erfordern geringere Arbeitslöhne, gestatten aber eine nur unvollständige Ausnutzung der Wärme, sowie keine vollständige Röstung bei intermittirendem Betriebe, sind von Witterungsverhältnissen abhängig und bedingen eine lange, auf die Verzinsung des in den Erzen u. s. w. angelegten Capitales ungünstig wirkende Röstzeit (Rösten von Eisenerzen, Blei- und Kupfererzen, Blei- und Kupfersteinen). Schliege legen sich zu dicht zusammen und setzen der eindringenden Luft und Wärme mehr Widerstand entgegen (Stadelröstung mit eingebundenen Kupferkiesschliegen). Höhere Schwefelmetalle in Bruchstücken entlassen bei Einwirkung der Hitze Schwefeldampf, welcher bei unvollständigem Luftzutritt theilweise auf die Oberfläche gelangt und sich hier zu flüssigem Schwefel verdichtet (Schwefelgewinnung am Unterharz, zu Agordo) oder in besondere Condensationsräume gelangt (Steyersche Stadeln). Die entwickelte schweflige Säure, sowie schwefelsaure Dämpfe entweichen gewöhnlich in die Luft und zerstören in der Umgebung die Vegetation, seltener leitet man dieselben in Canälen ab (Freiberger Stadeln). Kupfererze in Stücken können bei einem höheren Schwefelgehalt (Anwesenheit von viel Schwefelkies) eine Anreicherung ihres Kupfergehaltes nach dem Innern der Stücke zu erfahren (Kernrösten) [1]), indem bei Einwirkung der Luft auf die Oberfläche der glühenden Stücke von Aussen nach Innen unter Entwicklung von schwefliger Säure Oxyde und schwefelsaure Salze namentlich von Eisenoxyd, weniger von Kupferoxyd gebildet werden, während der aus dem Innern der Stücke durch die eindringende Wärme bei Mangel an Luftzutritt ausgetriebene Schwefeldampf das in der porösen Rinde gebildete Kupferoxyd so lange immer wieder schwefelt, als sich noch Schwefeldampf entwickelt. Die bei Zersetzung der schwefelsauren Salze entweichende dampfförmige Schwefelsäure trägt ebenfalls zur Oxydation der Schwefelmetalle bei. Das

1) Mot. 1, 74. B. u. h. Ztg. 1858, S. 25; 1865, S. 202. Bgwfr. 19, 253.

leichtschmelzige, in der porösen Hülle gebildete Schwefelkupfer sickert in derselben nach unten und reichert so den Kupfergehalt in der Mitte oder am Untertheil der einzelnen Stücke an (Agordo, Foldal). So zeigt z. B. ein noch in der Röstung begriffenes Kupferkiesstück (Fig. 1) folgenden Durchschnitt: *a* Eisenoxydkruste; *b* Schwefelkupfer mit wenig Schwefeleisen, dem Kupferlech ähnlich; *c* eine dem Buntkupfererz ähnliche Lage; *d* Lage vom Ansehen des Kupferkieses; *e* fast noch unveränderter Kies. Nach richtig beendigter Röstung besteht dieser Kern *e* aus Schwefelkupfer mit wenig Schwefeleisen, welche dann bei noch weiter fortgesetzter Röstung schweflige Säure, Eisenoxydul und Kupferoxydul geben. Auch ist die Anreicherung eines Silbergehaltes [1]) in den Kernen beobachtet, wiewohl häufiger in Folge einer Verflüchtigung von Silberverbindungen die Oberfläche der Bruchstücke etwas silberreicher ist, als der Kern.[2]) Zur Wärmeentwicklung dient entweder besonderes Brennmaterial (bei den meisten Eisensteinen), oder das Erz oder Product enthält brennbare Substanzen (Schwefelmetalle, Kohleneisenstein).

Fig. 1.

b) Schachtöfen lassen im Vergleich zu Herdöfen eine bessere Ausnutzung der Wärme, schnellere und continuirliche Arbeit und eine vollständigere Röstung zu, erfordern aber mehr Arbeitslöhne und sind neuerdings hauptsächlich der Brennmaterialersparung wegen und weil sie die Auffangung und Benutzung der beim Rösten von Schwefelmetallen entwickelten schwefligen Säure gestatten, vielfach an die Stelle der Rösthaufen und Stadeln getreten (Kilns am Unter- und Oberharz, in Freiberg, im Mansfeldschen). Zur Hervorbringung der Rösttemperatur ist entweder besonderes Brennmaterial erforderlich (Eisenerze) oder der verbrennende Schwefel dient als solches (Schwefelmetalle). Ursprünglich nur zum Rösten von Erzen in Bruchstücken oder von zu Stöckeln mit Kalk, Thon, Vitriollaugen u. s. w. eingebundenen Schliegen benutzt, sind neuerdings Schachtöfen auch zum Rösten von Schliegen construirt, in welchen zwei Ströme der Körper, welche chemisch auf einander einwirken sollen, sich in feiner Vertheilung in umgekehrter Richtung durchdringen, wobei eine höchst energische Reaction stattfindet (Staubstrommethode).[3]) Man lässt entweder die pulverförmigen geschwefelten Substanzen in dem glühenden Ofenschachte, welcher ganz frei (Stetefeldt's Ofen) oder mit terrassenförmig angeordneten Querbalken (Gerstenhöfer's Ofen) oder mit schiefen Ebenen (Hasenclever's Ofen) versehen ist, ohne Brennmaterialzusatz dem aufsteigenden Luftstrom entgegentreten, wobei der verbrennende Schwefel die erforderliche Röstwärme erzeugt (Gerstenhöfer, Hasenclever), oder der Ofen wird von unten mit Gasen befeuert (Stetefeldt's Ofen), welche letztere Einrichtung zwar eine vollständigere Abröstung herbeiführt, aber wegen Beimengung der Feuergase die Röstgase zur Schwefelsäurebereitung unanwendbar macht. Der Ofen von Whelply und Storer entspricht nicht vollständig dem Staubstromprincip, indem Brennmaterial und Erz dieselbe Richtung nehmen.

c) Flammöfen bedingen im Allgemeinen grössere Wärmeverluste und höhere Rösterlöhne, gestatten aber eine raschere Arbeit, als Haufen, Stadeln und Kilns (nur die Staubstromöfen fördern mehr, als Flammöfen) und bei pulverförmigem Röstgut eine vollständigere Abröstung und eine gute Controle derselben durch Probenehmen (Bleierze, Zinkblende, silberhaltige Erze und Producte bei der Amalgamation und Extraction); seltener kommen Erze u. s. w. in Stücken zur Anwendung, wenn es sich um keine vollständige Röstung handelt (Englischer Kupfer-

1) Oest. Ztschr. 1869 No. 10. 2) Met. 1, 91. 3) B. u. h. Ztg. 1868, S. 14. Ofen von Gerstenhöfer, ebend. 1864, S. 6; 1865, S 118; 1866, S. 59, 337; von Whelply und Storer ebend. 1867, S. 249; 1868, S. 14; 1869, S. 130, 176; 1870, S. 102; von Stetefeldt ebend. 1868, S. 14, 185, 323, 347; 1870 S. 10, 155, 181, 184, 426, 447, 448; 1871, S. 42, 183.

flammofenprocess). Je nach der in der letzten Periode der Röstung angewandten Temperatur bleibt das Röstgut (z. B. silberhaltiger Bleiglanz) pulverförmig, frittet oder schmilzt (Staub-, Sinter- und Schlackenröstung). Gesintertes und verschlacktes Gut lässt sich bei besserem Ofengang (wegen geringerer Ofenbruchbildung und weniger leichten Versetzens der Oefen), minderer Flugstaubbildung und Bleiverflüchtigung, sowie geringerem Brennstoffaufwand vortheilhafter im Schachtofen verschmelzen, als pulverförmiges, enthält auch weniger Schwefelsäure, indem sich dieselbe durch Kieselsäure bei höherer Temperatur im Röstofen austreiben lässt, und veranlasst dadurch einen geringeren Steinfall (Bleihüttenprocess zu Stolberg, Ems, Holzappel u. s. w.). Dagegen findet bei der zur Anwendung gebrachten höheren Temperatur unter Vermehrung des Brennmaterialaufwandes und der Kosten für Ofenreparaturen ein grösserer Metallverlust (an Blei, Gold und Silber) durch Verflüchtigung statt, weshalb man silberreichere Geschicke meist einem Staub-, silberarme häufig einem Schlackenrösten unterwirft.[1]) Das Sinterrösten liegt in der Mitte zwischen beiden. Durch Vermengung der Verbrennungsproducte mit den flüchtigen Röstproducten können letztere (schweflige und arsenige Säure) weniger nutzbar werden. Durch Anwendung von Gasfeuerung lässt sich dieser Uebelstand beseitigen oder vermindern (arsenige Säure). Man unterscheidet beim Flammofenrösten gewöhnlich zwei Perioden, die anfängliche bei niedrigerer Temperatur durchgeführte (Roh-, Vorrösten, Abschwefeln), und die zweite, ein stärkeres Feuer erfordernde (Gut- oder Gaarrösten).

d) Gefässöfen erfordern ohne mindere Arbeitslöhne einen noch höheren Brennstoffaufwand, als Flammöfen, lassen aber keine Verunreinigung der flüchtigen Röstproducte (arsenige und schweflige Säure) mit den Verbrennungsgasen zu. Früher häufig zum Rösten von Schwefelmetallen behuf Benutzung der entwickelten schwefligen Säure zur Schwefelsäurebereitung angewandt (Oker), sind sie neuerdings meist durch die weit billiger arbeitenden Röstschachtöfen verdrängt (Oker, Freiberg, Mansfeld), desgleichen auch die combinirten Flamm- und Gefässöfen (Muffelflammöfen).

B. Processe in Schmelzhitze ausgeführt.

Verschiedene Processe.

16. Allgemeines. Bei diesen Processen wird die Temperatur so hoch gesteigert, dass entweder das feste Schmelzmaterial vollständig in tropfbarflüssigen Zustand versetzt wird (eigentliche Schmelzprocesse) oder nur gewisse Bestandtheile desselben (Saigerprocesse). In ersterem Falle lässt man sich die durch chemische Reactionen in der flüssigen Masse erzeugten verschiedenen Producte entweder nach ihrem specifischen Gewichte unter einander absondern (Metalle, Legirungen, Kohlenstoffmetalle, Speisen, Leche, Schlacken) oder man entfernt nach einiger Abkühlung in der flüssigen Masse auskrystallisirende Bestandtheile aus ersterer (Krystallisationsprocesse).

Bezeichnung.

Classification.

17. Schmelzprocesse. Dieselben — in Herd-, Schacht-, Flamm- oder Gefässöfen ausgeführt und benannt nach den zu verarbeitenden Substanzen (Bleierz-, Stein-, Krätzschmelzen) oder nach dem Zwecke und den Resultaten des Processes (Concentrationsschmelzen) oder nach den dabei angewandten Apparaten (Schacht-, Flammofenprocesse) — können hinsichtlich der damit beabsichtigten chemischen Wirkung in folgender Weise classificirt werden:

a) Oxydirendes Schmelzen zur Trennung von Stoffen, welche zum Sauerstoff verschiedene Verwandtschaft haben (S. 2).

Als Oxydationsmittel dienen: Luft (Silberabtreiben, Kupfergaarmachen, Silberfeinbrennen, Verblasen von Antimon und Arsen enthaltenden Lechen, Bessemern von Kupferlechen und Roheisen, Roheisenfrischen), Metalloxyde (Bleioxyd beim Kupfer-

1) Oester. Ztschr: 1857 S. 162, 179; 1871, S. 37. Met. 2, 166.

gaarmachen, Braunstein und Eisenoxyduloxyd beim Roheisenfrischen), Metallsalze (Gaarschlacken beim Eisenfrischen, schwefelsaures Bleioxyd beim Bleiflammofenprocess), Salpeter (bei Heaton's Process, bei der Kobalt-, Nickel- und Kupfergewinnung, für Chromeisenstein), Wasserdampf (beim Feinen, Frischen und Puddeln des Eisens, beim Raffiniren des Bleies und Kupfers, beim Abtreiben, wobei derselbe aber weniger als Oxydationsmittel, wie als Injector zur Herbeiführung von Zugluft wirkt).

b) Reducirendes Schmelzen, wobei als Reductionsmittel die S. 10 angeführten Stoffe wirken.

Der Reduction werden hauptsächlich Oxyde (Glätte, Abzug, Abstrich, Eisenerze, Zinnstein) und gewisse Salze (Kupfergaar- und Eisenfrischschlacken, schwefel- und arsensaure Salze) unterworfen. Reductionsprocesse und auch andere Processe, bei denen nur Metalle oder Metalllegirungen erhalten werden, nennt man wohl Frischprocesse (Glätte-, Kupfer-, Eisenfrischen).

c) Solvirendes, auflösendes oder verschlackendes Schmelzen. Seltener sollen dabei sämmtliche meist oxydische Ingredienzien sich gegenseitig zu einer neuen Verbindung auflösen (Smalteglas-Bereitung), als nur gewisse schwerer reducirbare Bestandtheile einer Verbindung (Eisenoxydul, Manganoxydul, Kobaltoxyd), während die anderen wegen geringerer Verwandtschaft des Metalles zum Sauerstoff (Bleioxyd, Kupferoxyd) bei Anwendung gewisser Temperaturen sich reduciren. Bei Schwefel-, Antimon- und Arsenmetallen gehen dann den Schmelzprocessen meist Röstprocesse voran (Kupfergewinnung, ordinäre Bleiarbeit).

Als Auflösungsmittel dienen:

a) Saure Substanzen für Basen, als Kieselsäure (Quarz, Sandstein), natürliche Silicate (Thon, Thonschiefer, Granat, Grünstein u. s. w.), künstliche Silicate (saure Schlacken), z. B. beim Verschmelzen von Blei-, Kupfer-, Silber-, Eisenerzen.

b) Basische Substanzen für Kieselsäure und saure Silicate in Gestalt von alkalischen Erden (Kalk, Flussspath, Dolomit), Metalloxyden (des Eisens, Mangans), basischen Schlacken (Gaarschlacken), seltener alkalischen Verbindungen (Soda, Borax, Glaubersalz).

c) Metalle, namentlich Blei (zur Ausziehung von Gold und Silber aus Kupfer, Lechen und Speisen).

d) Schwefelmetalle, namentlich Schwefeleisen (Schwefel- und Magnetkies) zum Ansammeln von Gold und Silber (wo ein Eisengehalt schädlich, wendet man statt des Schwefel- und Magnetkieses wohl Schwerspath, Gyps oder Glaubersalz in Verbindung mit Kohle als Schwefelungsmittel an, z. B. bei der Nickel- und Kobaltgewinnung aus Kupfergaarschlacken, beim Concentriren der Kupfersteine u. s. w.); ferner Arsenmetalle (Arsen- und Arsenikalkies) zum Ansammeln von Kobalt und Nickel, z. B. aus diese Metalle enthaltenden Kupfergaarschlacken.

d) Präcipitirendes oder niederschlagendes Schmelzen. Dasselbe kommt bei Zerlegung der Schwefel-, Antimon- und Arsenmetalle meist durch Eisen (S. 12) oder eisenhaltige Surrogate (Eisenfrischschlacken, Eisenerze), seltener durch Kupfer (Kupferauflösungs- und Abdarrprocess) und alkalische Salze (Bleiproben) vor und ist meist mit einem solvirenden Schmelzen zur Verschlackung von Erden und Metalloxyden verbunden (Bleiniederschlagsarbeit).

e) Mischendes Schmelzen, behuf Darstellung von Legirungen (Kupferfrischen, Werkbleientsilberung durch Zink).

f) Umschmelzen, zur Ueberführung der Substanz (Roheisen, Zink) in eine andre Form oder zur Separation der einzelnen Bestandtheile einer Verbindung nach dem specifischen Gewichte (Läutern von bleiischem Zink, Entsilberung von Werkblei durch Zink).

Zweck. **18. Saigerprocesse.** Dieselben bezwecken das Ausschmelzen leichtflüssiger Bestandtheile durch allmähliches Erhitzen starrer Verbindungen bis zu einer gewissen Temperatur, bei welcher die strengflüssigeren Partien zurückbleiben.

Beispiele: Trennung von Blei und Kupfer, von Eisen und Zinn, von Wismuth und Schwefelantimon aus der Gebirgsart. Wegen schwieriger Innehaltung der richtigen Temperatur sind diese Processe, welche in Herd-, Flamm- oder Gefässöfen ausgeführt werden, sehr unvollkommen.

Zweck. **19. Krystallisationsprocesse.** Beim langsamen Abkühlen mancher flüssiger Legirungen krystallisiren einzelne Bestandtheile aus und lassen sich aus der flüssigen Mutterlauge mittelst durchlöcherter Kellen herausnehmen (Blei aus Werkblei beim Pattinsoniren).

C. Processe, welche Dampfform bedingen.

Zweck. **20. Sublimations-** und **Destillationsprocesse.** Diese Processe, meist in Gefässöfen ausgeführt und deshalb viel Brennmaterial erfordernd, dienen zur Trennung flüchtiger Substanzen (Schwefel, Zink, Arsen, Quecksilber) von minder flüchtigen. Je nachdem die in Dampfform übergeführte Substanz durch Abkühlung in flüssiger (Schwefel, Quecksilber, Zink) oder fester Gestalt (Arsen, Schwefel) erhalten wird, nennt man den Process resp. Destillation oder Sublimation.

2. Capitel. Nasse Hüttenprocesse.

Wesen des Processes. **21. Amalgamation.** Dieser Process beruht auf der Löslichkeit von Gold und Silber in Quecksilber und sodann der Verflüchtigung des letzteren aus dem entstandenen Amalgam, wobei Gold und Silber zurückbleiben. Der Process ist am einfachsten, wenn das edle Metall in freiem Zustande vorhanden ist (Gold), wo es dann nur eines innigen Zusammenbringens von Erzen und Quecksilber ohne oder mit vorheriger Röstung (Gold enthaltende Schwefel- und Arsenkiese) bedarf. Kommt das auszubringende Metall vererzt vor, wie meist das Silber, so muss dasselbe zuvor durch chemische Processe auf trocknem und nassem Wege (chlorirendes Rösten und Zerlegung des Chlorsilbers mit metallischem Eisen, europäische Fässeramalgamation, oder Behandlung auf nassem Wege mit Chlor abgebenden Chloriden und Zerlegung des Chlorsilbers durch Quecksilber, amerikanische Haufenamalgamation) isolirt und dem Quecksilber zugängig gemacht werden, wobei man zuweilen noch besondere Reagentien zur Beschleunigung des Processes hinzufügt (amerikanische Pfannenamalgamation).

Eintheilung.

Wesen der Processe. **22. Auflösungs-** und **Fällungs-Processe.** Diese in neuerer Zeit vielfach ausgebildeten Processe bestehen darin, dass man das aus einem Erz u. s. w. zu gewinnende Metall durch ein Lösungsmittel in Auflösung versetzt und dann durch ein anderes Metall u. s. w. regulinisch (Kupfer durch Eisen und Zink, Silber durch Kupfer, Gold durch Eisenvitriol) oder in anderweitiger, leicht zu zersetzender Verbindung

ausfällt (Kupfer und Gold durch Schwefelwasserstoff, Kupfer und Blei durch Kalk). Zuweilen bewirkt das Auflösungsmittel direct schon die Abscheidung eines Metalles von einem andern.

Beispiele: Behandlung von silber- oder goldhaltigem Kupfer mit verdünnter Schwefelsäure bei Luftzutritt, von Silbergold mit concentrirter Schwefelsäure oder Salpetersäure.

---

3. Abschnitt.

Hüttenmaterialien.

23. Allgemeines. Zur Darstellung der Metalle bedarf es vor Allem der Erze und der Brennmaterialien. Erstere lassen sich selten ohne Zusatz gewisser Stoffe (Zuschläge) verhütten, welche auf verschiedene Weise wirken können. Verschiedene Materialien

1. Capitel. Erze.

24. Zusammensetzung der Erze. Neben den Eigenschaften des auszubringenden Metalles bedingt die Natur seiner Erze im Wesentlichen mit die Auswahl der Zugutemachungsmethode. Die hüttenmännisch ausbringbaren Metalle finden sich in der Natur: Vorkommen der Metalle.

a) gediegen, wie Au, Ag, Cu, Bi.

Zugutemachung durch Amalgamation (Au, Ag), durch Saigerung (Bi), durch Schmelzprocesse (Au, Ag, Cu), durch Destillation (Hg), durch Auflösung und Fällung (Au), durch mechanische Processe (Au).

b) Als Schwefelmetalle und zwar als einfache (Bleiglanz, Zinkblende, Kupferglanz, Grauspiessglanz) und höhere Schwefelmetalle (Schwefelkies), als Oxysulfurete (Antimonblende), sowie als Schwefelsalze (Kupferkies, Rothgiltigerz, Fahlerz).

Zugutemachung durch niederschlagendes Schmelzen (Bleiglanz, Schwefelantimon, Silberglaserz), durch Röst-, Reductions-, Solvirungsprocesse (Bleiglanz, Kupferkies, Fahlerz, Nickelerze), durch Röstdestillationsprocesse (Zinnober, Zinkblende), durch Auflösung und Fällung (Silber- und Kupfererze), sowie durch Amalgamation (Silbererze).

c) Als Antimon- und Arsenmetalle und zwar einfache und höhere, sowie in Schwefelsalzen (Speiskobalt, Kupfernickel, Silbererze).

Zugutemachung meist durch Röst-, Reductions-, Solvirungsprocesse (Kobalt- und Nickelspeise) oder den nassen Weg.

d) Als Oxyde, mit Wasser (Brauneisenstein) oder ohne dasselbe (Hämatit, Rothkupfererz, Zinnstein, Rothzinkerz).

Zugutemachung durch reducirendes und solvirendes Schmelzen (Eisenerze, Rothkupfererz, Zinnstein) oder durch Reductions-, Destillationsprocesse (Rothzinkerz).

e) Als Sauerstoffsalze, von denen die Carbonate die häufigst vorkommenden sind.

Zugutemachung durch Reductionsprocesse (Malachit, Lasur, Galmei), wohl unter Zusatz von Solvirungsmitteln (Bleischlacken); durch Reductions- und Präcipitationsschmelzen (Bleivitriol); durch Auflösung und Fällung (Kupfervitriol, Weissbleierz).

f) Als Haloidsalze, von minderer Bedeutung für den Hüttenmann.

Zugutemachung durch Amalgamation (Jod- und Bromsilber) oder Schmelzprocesse (Silbererze, Atakamit.)

Zweck

25. Aufbereitung und Bezeichnung der Erze. Die durch Bergbau gewonnenen Erze sind selten so beschaffen, dass sie ohne Weiteres der hüttenmännischen Bearbeitung übergeben werden können. Man unterwirft sie deshalb einer mechanischen Aufbereitung[1]), um ihren Metallgehalt anzureichern und fremde Beimengungen in so weit zu entfernen, als sie für den Hüttenprocess schädlich sind. Dabei erfolgen Aufbereitungsproducte entweder in Schliegform oder in mehr oder weniger grossen Bruchstücken. Je reicher die Erze aufbereitet werden, um so leichter und billiger lassen sie sich zwar verschmelzen, aber um so grösser sind die mechanischen

Verluste.

Verluste und Kosten bei der Aufbereitung und es muss jedesmal durch Versuche ermittelt werden, wo die vortheilhafteste Grenze liegt. Zuweilen lassen sich ärmere Erze ohne weitere Aufbereitung mit ökonomisch günstigerem Resultate verschmelzen, wenn sie für den Hüttenprocess förderliche Beimengungen (z. B. Bleiganz mit Spatheisenstein) oder sehr werthvolle Metalle enthalten (Gold- und Silbererze, Fahlerze mit geringerem specifischen Gewicht).

Bezeichnung der Erze.

Die Bezeichnung der zur Hütte gelieferten Erze geschieht zunächst nach dem darin vorwaltenden Metall (Blei-, Silber-, Kupfererze) oder dem werthvollsten Metall (Fahlerze können Kupfer- und Silbererze sein), wobei wohl gleichzeitig die auf den Hüttenprocess influirenden beibrechenden Gemengtheile bezeichnet werden (späthige, kieselige, kiesige, ochrige, eisenspäthige, schwerspäthige Erze); ferner nach dem Erfolg der Aufbereitung und zwar hinsichtlich der Korngrösse (Unterharzer Stufferze, Bergkern, Waschkern, Gräupel, Schlieg; Oberharzer Stufferze und Schliege), des Aufbereitungsapparates (Graben-, Kehrherdschlieg, Rätterstuff), des Rohmaterials, woraus das Product erfolgt ist (Schlamm- und Afterschlieg), sowie hinsichtlich des Verhältnisses zwischen Erz und unhaltigen Theilen (Dürrerze; Oberharzer Stuff-, Schur-, Poch-, Bergerze, Berg); nach der dafür gewählten Zugutemachungsart (Röst-, Amalgamations-, Zuschlagserz); zuweilen nach dem Besitzer der Gruben oder dem Fundorte (Oberharzer Eisensteine).

Transport.

26. Uebernahme und Aufbewahrung der Erze auf den Hütten. Die durch Menschen-, Thier- oder Dampfkraft mit möglichst

1) Rivot's Aufbereitung, deutsch von Hartmann 1858. Kerl, oberharzer Hüttenprocesse 1860, S. 114. Die Aufbereitung, von M. F. Gaetzschmann. Leipzig, Felix. 2 Bde. v. Rittinger's Lehrb. d. Aufbereitungskunde, Berlin 1866. Erster Nachtrag dazu, ebend. 1870. v. Rittinger's Taschenbuch der Aufbereitungskunde. Berlin 1867. Erster Nachtrag dazu, ebend. 1870. Matrot, über die oberharzer Aufbereitung in Ann. d. min. Tom. XII. 1867. Sammlung von Zeichnungen für den Verein Hütte 1863 No. 19 a—d; 1860 No. 27. B. u. h. Ztg. in jedem Bande. Eisenerze: Kerl, Met. 3, 90. Percy-Wedding Eisenh. 2, 609.

wenig mechanischen Verlusten nach der Hütte gelieferten Erze werden daselbst entweder dem Volumen nach (Eisenerze, arme Unterharzer Kupfer- und Bleierze) oder dem Gewichte nach (werthvollere Erze, Blei-, Silber-, Kupfer-, Zinn-, Golderze) übernommen, wobei man seltener auf im Laufe der Zeit ungenau werdenden Brückenwagen grössere Mengen (10000—15000 Kilogr.) auf einmal[1]), als mittelst Balancierwagen (50—100 Kil.) jedesmal je nach dem Werth des Erzes mehr oder weniger genau abwiegt, und sich dann wohl der Brückenwagen nur im innern Betriebe der Hütten bedient. Verwägen.

So wiegt man z. B. in Freiberg Erzposten von 2 Ctr. (100 Kil.) à 100 Pfd. à 100 Pfundtheile bis zu folgenden Gewichtstheilen aus:

Silbergehalt im Ctr.			Grösse der Auswage	
	1— 50	Pfdthle.	10	Pfd.
über	50— 500	„	1	„
„	500—5000	„	0.1	„
„	5000	„	0.02	„

Silberleere Blei- und Kupfererze werden bis auf 0.1 Ctr. (5 Kil.) ausgewogen.

Gestattete Remedien[2]) beim Auswägen, sowie bei den Proben auf Nässe und Metallgehalt erschweren nicht selten die Beurtheilung des Hüttenprocesses ungemein (S. 17). Remedien.

Die Bezahlung der Erze geschieht meist nach Erztaxen.[3]) Erztaxen.

Werthvollere oder solche Erze, welche durch den Einfluss der Atmosphärilien eine unerwünschte Veränderung erleiden (mulmige, lettige Eisensteine) bewahrt man unter Bedachung oder in mit genau signirten Feldern versehenen Magazinen auf, sehr reiche Erze wohl unter besonderem Verschluss; weniger werthvolle Erze (Eisenerze, arme unterharzer Blei- und Kupfererze) bleiben in signirten Haufen im Freien liegen, womit man zuweilen eine mechanische oder chemische Veränderung (bis zu einem Jahr und länger) durch die Atmosphärilien (Abliegen, Verwittern[4])) verbindet, die noch durch eine künstliche Bewässerung unterstützt werden kann. Diese Verwitterung hat die Uebelstände, dass das in den Erzen steckende Capital lange Zeit unverzinst bleibt und viel Raum erfordert wird. Aufbewahrung. Verwittern.

Die Verwitterung bezweckt entweder nur eine physikalische Wirkung, hauptsächlich durch eindringendes Wasser und Gefrieren desselben (Auflockerung von dichten Eisenerzen, Absonderung unhaltiger Theile aus lettigen Eisenerzen oder lettigem, dolomitischem Galmei), oder eine chemische, welche wegen erforderlicher zu langer Zeitdauer seltener auf höhere Oxydation von Oxyden (Spatheisenstein zu Eisenoxyduloxyd), als auf die Vitriolisirung von Schwefelmetallen und die Oxydation von Arsenmetallen abzielt. Am leichtesten gehen Schwefeleisen, (Schwefel- und Magnetkies) und Schwefelkupfer (im Kupferkies z. B.) in Vitriole über, schwieriger Schwefelzink und Schwefelblei. Bei Anwesenheit von Kalk werden unter Gypsbildung Metalloxydhydrate oder basisch schwefelsaure Metalloxyde niedergeschlagen. Arsenmetalle gehen in arsensaure Salze über, Schwefelarsenmetalle z. B. Arsenkies, in schwefelsaure Metalloxyde, arsenige Säure und arsensaure Salze. (Verwittern von Schwefelmetalle und Arsenkies enthaltenden Eisenerzen, von kupferarmen Schwefelkiesen.) Durch eine vorherige Röstung lässt sich der Process beschleunigen, z. B. bei Eisenerzen.

---

1) Berggeist 1859, S. 616. 2) Remedien in Müsen in Preuss. Ztschr. 10, 179. Met. 1, 107. 3) Met. 1, 104; 4, 553. Kerl, Probirkunst S. 7. Bezahlungstarife für den Einkauf von fremden Erzen und Gekrätzen auf den fiskalischen Hüttenwerken bei Freiberg. Clausthal 1870. 4) Oester. Ztschr. 1860, S. 290. B. u. H. Ztg. 1856, S. 219. 1861, S. 394. Kerl, Met. 2, 580; 3, 132. Percy-Wedding's Eisenhüttenkunde 2, 504.

Auslaugen. Auf das Verwittern der Erze folgt häufig noch ein Auslaugen[1]) der dabei gebildeten Sulfate, arseniger Säure u. s. w. durch Wasser, indem man die Erzhaufen nur damit berieselt oder das Auslaugen in besonderen Behältern vornimmt (Eisenerze, kupferhaltige Schwefelkiese). Seltener wendet man statt Wassers andere Lösungsmittel an, z. B. zur Ausziehung von phosphorsaurem Kalk oder Thonerdephosphat aus Eisenerzen Säuren (Strohmeyer[2]) Salzsäure, Jacobi[3]) schweflige Säure). Chloralkalien, Ammoniak und dessen Salze, Natronsalpeter u. A. sind ebenfalls in Vorschlag gebracht, aber zu unwirksam befunden.

Zweck. **27. Probiren der Erze.**[4]) Dasselbe bezweckt die Ermittelung des Metallgehaltes von Erzen u. s. w. auf trocknem oder nassem Wege behuf ihrer Bezahlung, der Auswahl und Controle des Hüttenprocesses, sowie zur Ermittlung ihres Schmelzverhaltens. Grundbedingung ist dabei, dass die zur Probe verwendete kleine Menge Probirgut die durchschnittliche Zusammensetzung des ganzen Haufwerks repräsentirt, von welchem sie genommen worden. Das Verfahren beim Probenehmen von Substanzen weicht ab, je nachdem dieselben Legirungen sind oder nicht.

Probenehmen.

1) Probenehmen von Nichtlegirungen. Die Substanzen befinden sich entweder in Bruchstücken oder in Schliegform oder in feurigflüssigem Zustande.

a) Erzbruchstücke.[5]) Dieselben können gleich- oder ungleichartig sein.

α) Verjüngungsprobe für gleichartige Bruchstücke. Man nimmt von vielen Stellen an der Peripherie und auch aus dem Innern des Haufwerks, indem man Canäle eingräbt, bis zu mehreren Centnern (100 Kil. und mehr) Probematerial, zerkleint dasselbe unter Walzwerken, Pochwerken oder Hämmern gröblich, formirt daraus einen konischen Haufen, welchen man halbirt oder viertheilt, stürzt die genommene Menge nach weiterer Verkleinerung zu einem Haufen auf und fährt mit dessen Verjüngung soweit fort, bis etwa $^1/_4$—$^1/_2$ Kil. Probegut erfolgt (Oberharzer Eisenerze). Auch nimmt man wohl beim Verwägen der Erze von jeder Abwage ein oder mehrere Stücke, formirt daraus nach der Zerkleinerung eines Postens einen Haufen und verjüngt diesen (Oberharzer Kupferkiese).

β) Kreuzungsprobe für ungleichartige Bruchstücke. Bei ungleicher Korngrösse wird das ganze Haufwerk (Gold-, Silber-, Kupfererze) mittelst Walzwerke oder Pochwerke und Rätter auf ungefähr gleiches Korn (etwa Wallnussgrösse bei weniger werthvollen, Bohnen- oder Linsengrösse bei werthvolleren Erzen) gebracht und (weniger gut direct ohne vorherige Zerkleinerung) die Masse zu 30—40 Cm. hohen oblongen oder quadratischen Haufen aufgestürzt, worauf man rechtwinklig sich kreuzende, etwa 20—30 Cm. breite Gräben hindurchlegt, das Ausgeschaufelte entweder direct oder nach weiterer Zer-

---

1) Kerl, Met. 2, 595; 3, 134. Rittinger's Erfahr. 1868, S. 17. Percy-Wedding's Eisenh. 2, 506. B. u. h. Ztg. 1870, S. 11, 419. 2) B. u. h. Ztg. 1865, S. 264. 3) Deutsche illustr. Ztg. 1870, 168. B. u. h. Ztg. 1870, S. 376. 1871, S. 330. 4) Metallurgische Probirkunst, von Bruno Kerl, Leipzig 1866. Mitchell, a manual of practical assaying. Edited by W. Crookes London 1868. Rivot, notes sur les laboratoires de l'école des mines de Paris. Paris, Dupont. 5) Kerl, Probirk. S. 8. B. u. h. Ztg. 1868, S. 26. Preuss. Ztschr. 17, 137; 18, 223.

kleinerung im Mörser zu Hirsekorngrösse und endlich zu Pulver nach gehöriger Mengung zu einem neuen Haufen formirt, damit wie angegeben verfährt und zuletzt mit einem Löffel die Kreuzung vornimmt. Ausser dem aus den Gräben erhaltenen Probirgut sticht man auch wohl aus den zwischen den Gräben stehen gebliebenen Quarrés von oben bis unten noch eine Probe aus und mengt sie der Masse aus den Gräben zu.

Nicht pulverisirbare Brennmaterialien müssen mit der Raspel bearbeitet werden.

b) Schliegförmige Erze. Entweder wird beim Verwägen derselben von jeder Abwage eine oder mehrere, gewöhnlich drei Löffelproben aus verschiedenen Höhen genommen, diese von einem verwogenen Posten, z. B. von 2250—2950 Kil. Gewicht, zusammengemengt und ein daraus formirter Haufen verjüngt (Oberharzer Bleiglanz); oder man nimmt mittelst eines gestielten halben hohlen Cylinders von Eisenblech aus der Mitte einer Abwage 125—250 Grm. heraus (Freiberg).

Die in Freiberg zur Verwägung kommenden Schliege müssen sorgfältig gemengt und so fein sein, dass auf einem Sieb mit 24 Maschen pro Linearzoll (10 Maschen pro Cm.) nicht über 15% Gröbe bleibt, während arme trocken gepochte Dürrerze mit weniger als 10 Pfdthl. Silber im Ctr. à 50 Kil. gröblicher zerkleint sein dürfen.

c) Feurig flüssige Substanzen, z. B. Leche, ergeben dünne, rindenförmige Spanproben, wenn man ein trocknes abgewärmtes Stecheisen kurze Zeit einhält und das daran Erstarrte abschlägt (bei bleihaltigen Substanzen unverlässliche Probe).

2) Probenehmen von Legirungen. Dieselben zeigen an verschiedenen Stellen (Rand, Oberfläche, Mitte, oben und unten) eine abweichende Zusammensetzung (S. 10), was beim Probenehmen zu berücksichtigen ist. Man unterscheidet:

a) Aushiebprobe. Mittelst Hohlmeissels und Hammers macht man an verschiedenen Stellen, häufig nur oben und unten am Barren Aushiebe und schmilzt dieselben entweder zusammen oder probirt jeden für sich und nimmt das Mittel; nur bei gleichmässigem Material (Brandsilber, Brandgold) zuverlässig, sonst fehlerhaft, weil aus der Mitte kein Probirgut zu erhalten ist.

b) Bohrprobe. Der Barren wird an verschiedenen Stellen durchbohrt und dabei eine richtigere Durchschnittsprobe erhalten, als vorhin, doch lassen sich die Bohrspäne nicht ganz gleichmässig vermengen, weshalb sich, wenn möglich, ein Einschmelzen derselben unter Kohlenstaub empfiehlt (Werkblei, Schwarzkupfer).

c) Spanprobe, durch Eintauchen des Gaareisens z. B. in flüssiges Kupfer zu nehmen.

d) Schöpfprobe. Die Legirung wird für sich oder unter einer Decke von Kohlenstaub eingeschmolzen, umgerührt und entweder granulirt (Granulirprobe für Legirungen edler Metalle) und getrocknet oder auf eine blanke Gusseisenplatte zu Streifen gegossen und diese zerschnitten (Werkblei)[1]), bei welchen allerdings nicht immer anwendbaren Methoden man die zuverlässigsten Resultate erhält.

---

1) Verfahren zu Brixlegg in Oester. Ztschr. 1868, No. 49. B. u. h. Ztg. 1869, S. 278.

Zurichtung des Probirgutes.

Während sich die Zurichtung des genommenen Probirgutes bei Legirungen entweder auf directe Benutzung der Granalien oder auf ein Ausplatten und Zerschneiden der Blättchen u. s. w. beschränkt, so sind bei Erzen und sonstigen nicht legirten Substanzen noch folgende Operationen erforderlich:

Fig. 2.

a) Anstellung der Nässprobe. Zur Ermittelung des Wassergehaltes wird eine abgewogene Probe im Wasserbade (Fig. 2) oder auf der Trockenscheibe (Fig. 3) getrocknet.

Auf Hüttenwerken geschieht das Trocknen gewöhnlich in einer gestielten Kupfer- oder Eisenpfanne auf einem Gestelle über einem geheizten Ofen, wobei man in letzterem Falle zu einer Probe nach einem verjüngten Gewicht (Nässgewicht) so viel Centner oder Kilogramm einsetzt, als der bezügliche Posten an wirklichen Centnern oder Kilogrammen enthält. Man rührt die Substanz so lange bei einer nicht viel über 100° C. betragenden Temperatur um, bis eine darüber gehaltene kalte Glasplatte sich nicht beschlägt und zwei Wägungen übereinstimmen.

Fig. 3.

a Gusseisenscheibe von 25 Cm. Durchm., 4 Cm. Dicke und von unten auf 100° und darüber zu erhitzen. b Handhabe 36 Cm. hoch. c Messingschälchen mit numerirtem Stiel. d Gehäuse mit Kupferfeile gefüllt zur Aufnahme des Thermometers e.

b) Feinreiben. Das vorher in einer gestielten Eisen- oder Kupferpfanne (z. B. von 28 Cm. Länge, 22 Cm. Breite und 6 Cm. Tiefe) getrocknete Material wird in einer gusseisernen Reibschale oder einem bedeckten Mörser feingerieben und gesiebt, wobei sich ausplattende geschmeidige Substanzen zurückbleiben und entweder für sich probirt oder zu wiederholten Malen mit Siebfeinem aufgerieben werden, bis sie vollständig durchs Sieb hindurchgehen, was sich namentlich bei harten Gangarten leichter erreichen lässt. Selten ist ein Schlämmen erforderlich.

Die zu bedeckenden Messingdraht- oder Haarsiebe können z. B. bei weniger werthvollen Erzen 14—20 Löcher pr. Cm., bei werthvolleren 28—32 und mehr Löcher enthalten.

Das gut durchgemengte und noch mehrere Mal durch ein grobes Sieb hindurchgelassene Siebfeine wird in hölzernen oder blechernen Büchsen, in Glasflaschen, in Papier- oder in Leinwandpäckchen dem Probirer gehörig signirt übergeben, welcher nach dem Abwägen das Probirgut den zur Ermittlung des Metallgehaltes erforderlichen chemischen Operationen auf trockenem Wege (Glühen, Rösten, Schmelzen, Sublimiren, Destilliren) oder auf nassem Wege (Auflösen, Titriren,

Fällen u. s. w.) unterwirft. Vor dem Abwägen wird das ausgeschüttete Probirgut nochmals gut durchgerührt.

Probirwagen.

Der Probirer bedarf

1) einer Einwiege-, Vor-, Schlieg- oder Erzwage zum Einwägen der Erze und zum Auswägen der unedlen Metalle, welche bei 5 Grm. Belastung auf jeder Schale noch 1 Milligr. deutlich anzeigt und eine Belastung von 30—50 Grm. vertragen muss;

2) einer Kornwage zum Auswägen von Gold- und Silberkörnern und zum Einwägen von Legirungen edler Metalle (Münzwage), mit höchstens 5 Grm. Tragkraft und bei 1 Grm. Belastung auf jedem Schälchen noch $^1/_{10}$ Milligr. deutlich angebend;

3) einer Bügel- oder Apothekerwage zum Abwägen grösserer Quanta, auf etwa 5 Milligr. genau;

4) einer gewöhnlichen Krämerwage zum ungefähren Abwägen grösserer Mengen, wobei es nicht auf grosse Genauigkeit ankommt.

Probirgewichte.

Man bedient sich zum Wägen:

a) des Grammgewichtes, von 50 bis 0,001 Grm.; für Silbermünzproben von 1 Grm. = 1000 und getheilt bis zu 1 Tausendstel; bei Goldproben $^1/_2$ Grm. in 1000 Theile getheilt bis zu 1 Tausendstel;

b) des Centnergewichts. 1 Ctnr. = 5 Grm. (Oberharz) oder 3.75 Grm. (Freiberg), in 100 Pfd. à 100 Pfundtheile (Quint) getheilt. Das kleinste Gewicht ist $^1/_2$ Pfundtheil. Auf österreichischen Hütten[1]) ist 1 Probircentner = 10 Grm. = 100 Pfd. à 32 Loth à 4 Quentchen à 4 Denär, kleinstes Gewicht 1 Denär. Die Gewichte der Gold- und Silberkörner aus den Erzproben werden auf letzteren Hütten neuerdings in Tausendtheilen eines Münzpfundes (Zollpfundes) ausgedrückt, indem 1 Ctnr. = 100 Münz- oder Zollpfd. à 1000 Pfdthle. — Das englische Graingewicht hat zur Einheit gewöhnlich 1000 Grain = 64.8 Grm. und man wiegt, z. B. Silber- und Goldkörner, bis zu 1 Tausendstel Grain aus. Bei Erzproben wiegt man gewöhnlich 400 Grain (etwa 26 Grm.) oder eine Unze = 480 Grain (31.1 Grm.) = 20 Pennywights (dwts) à 24 Grain ein.

Fig. 4.

Probir-Oefen.

Je nachdem nur Hitze oder gleichzeitig eine oxydirende Wirkung erzielt werden soll, wendet man Wind- und Gebläseöfen oder Muffelöfen, letztere aber häufig auch nur für ersteren Zweck an. Sämmtliche Oefen sind Gefässöfen.

a) Wind- oder Zugöfen. Dieselben haben einen runden, quadratischen oder oblongen Schacht, durch einen Rost vom Aschenfall getrennt und durch einen Fuchs mit der Esse verbunden. Der Schacht ist bald durch eine mit feuerfester Masse ausgefütterte Blechhülle (transportable Oefen) gebildet oder fest gemauert (Fig. 4). Auf die Höhe der zu erzeugenden Temperatur im Ofen haben besonders Einfluss die Höhe des Schachtes über dem Roste und

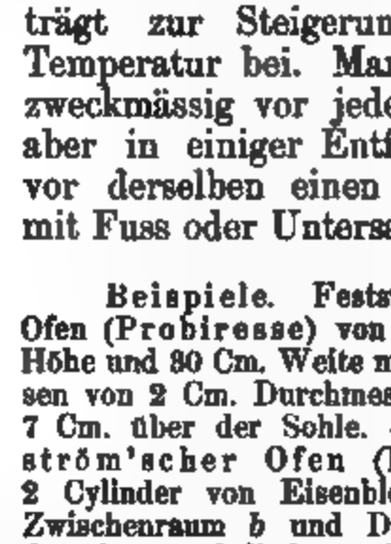
1) B. u. h. Ztg. 1871 S. 254.

die Höhe der Esse. Den Zug regulirt man durch einen Schieber im Fuchs oder in der Esse und durch die Aschenfallthür; zur Erhöhung desselben trägt es bei, wenn die Verbrennungsluft bei geschlossenem Aschenfall durch einen ins Freie mündenden Canal unter den Rost tritt oder Unterwind angewandt wird. Die Befeuerung des Ofens geschieht seltener mit flammendem, als mit verkohltem Brennstoff, in letzterem Fall möglichst bei gleichem Volumen der Stücke. In ersterem Falle stehen die Schmelzgefässe auf einer Thonplatte über dem Rost (ähnlich wie im Muffelofen Fig. 7, aber ohne Muffel gedacht), in letzterem auf dem Roste und zwar entweder haben sie einen Fuss oder werden auf Untersätzen (Käsen) in gehörigen Zwischenräumen durch die mit Deckel oder Schieber versehene Ofenmündung oder bei tieferen Oefen durch eine mit einem Stein zu schliessende seitliche Oeffnung *t* eingestellt. Das Anfeuern des Ofens geschieht von unten oder von oben.

Beispiele. Ofen für 10 Bleiproben: 35.4 Cm. hoch, 33.7 Cm. lang und 26.8 Cm. breit; 7 Traillen; Aschenfallthür 15.3 Cm. breit und 14.2 Cm. hoch, und 14.2 Cm. unter dem Rost beginnend; Schornstein 1.75—2.34 M. hoch bei 10—12 Cm. Durchmesser. — Ofen für eine Bleiprobe im eisernen Tiegel: Weite 18, Höhe 12, Wandstärke 6, Aschenfallhöhe 12, Aschenfallweite 14 Cm. — Für Kupferproben dieselben Oefen wie für Bleiproben, nur die Esse wohl um 1—1.5 M. höher. Englische Kupferprobenöfen: 40 Cm. hoch, 20—26 Cm. weit. — Ofen für 4 Eisenproben: Weite 33, Höhe über den 3 Cm. dicken Traillen 55, Höhe des Aschenfalls 20—30, Länge des Fuchses 33, Höhe desselben 11, Weite der Esse 20 Cm., Höhe derselben 10—12 M.

b) Gebläseöfen. Kleine aus sehr feuerfestem Material gemauerte, meist runde oder aus Blech bestehende und mit feuerfestem Futter versehene transportable Oefchen mit in einiger Entfernung über der Sohle an der Peripherie gleichmässig vertheilten Düsen. Dieselben, mit verkohltem Brennmaterial von möglichst gleichgrossem Volum (Wallnuss- bis Eigrösse) gespeist, stehen unter einer Esse und liefern in kürzerer Zeit und mit geringerem Brennstoffaufwand höhere Temperaturen als Windöfen, erfordern aber mehr Arbeitskraft behuf Bewegung des Gebläses (Blasbalg, Ventilator) und öfteren Nachgebens von Brennmaterial. Heisse Luft, wie in den Oefen von Sefström und Deville, trägt zur Steigerung der Temperatur bei. Man stellt zweckmässig vor jede Düse, aber in einiger Entfernung vor derselben einen Tiegel mit Fuss oder Untersatz auf.

Fig. 5.

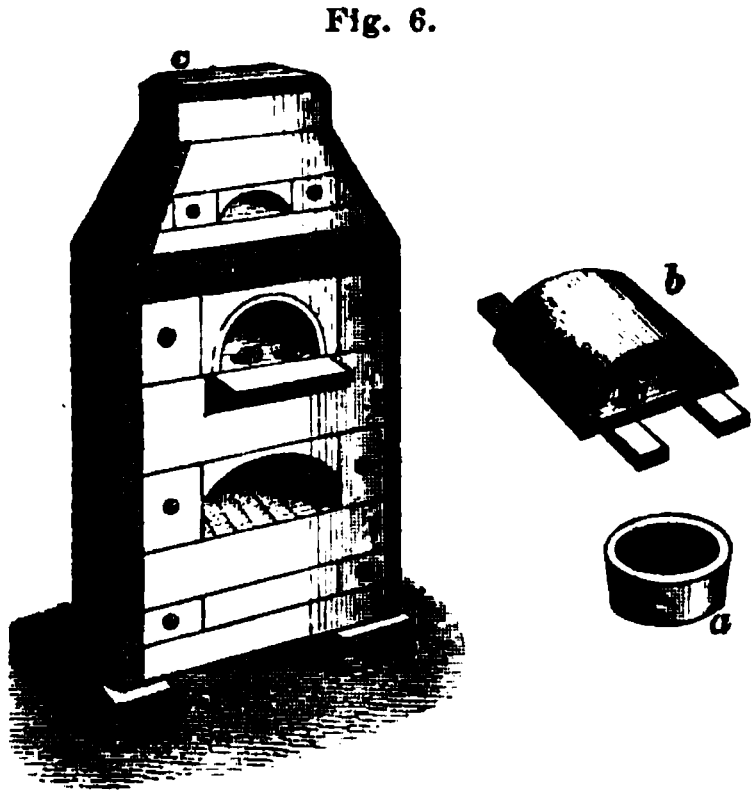


Beispiele. Feststehender Ofen (Probiresse) von 36 Cm. Höhe und 30 Cm. Weite mit 4 Düsen von 2 Cm. Durchmesser und 7 Cm. über der Sohle. — Sefström'scher Ofen (Fig. 5): 2 Cylinder von Eisenblech mit Zwischenraum *b* und Deckel *a*, der innere Cylinder mit feuerfester Masse *c* (1 Thon und 3 bis 4 Quarzsand) ausgekleidet. *d* Rohr zur Zuführung des Windes in den Zwischenraum *b*, in welchem er sich erwärmt und durch die Düsen *o* in den Schmelzraum

strömt. Ein Ofen für 6 kleine Eisentiegel hat 18 Cm. äusseren Durchmesser bei 15 Cm. ganzer Höhe mit 7 Cm. hohem Aufsatzring; Weite und Höhe im Lichten 10.5 Cm., Dicke der feuerfesten Masse 2.5 Cm., Abstand zwischen den beiden Cylindern an den Seiten 1.2 Cm. und am Boden 2.5 Cm.

c) Muffelöfen. Die Muffel besteht in einem halbcylindrischen, vorn offenen und hinten geschlossenen, seltener aus Eisen als aus feuerfestem Thon angefertigten Körper, welcher auf dem Muffelblatte ruht. Beide sind entweder von einander getrennt oder in einem Stücke. Die auf eisernen Traillen oder Tragsteinen ruhende Muffel ist entweder von Mauerwerk umschlossen (feststehende Muffelöfen) oder sie befindet sich in einem transportablen, aus Thonplatten zusammengestellten Gehäuse oder in einem mit feuerfester Masse ausgefütterten Behälter aus Eisen (transportable Muffelöfen). Das Heizen der Muffel geschieht entweder mit verkohltem Brennmaterial (Holzkohlen- und Cokesöfen) oder mit flammegebendem (Steinkohlenöfen) oder mit Leuchtgas (Gasöfen). Auf Hüttenwerken wendet man gewöhnlich Steinkohlen-, seltener Holzkohlen- und Cokesöfen an, in Münzwerkstätten kleine transportable Eisenblechöfen (Münz- oder Feinprobenöfen) mit Holzkohlen- und neuerdings auch mit Gasfeuerung.[1]) Während die Steinkohlen- und Cokesöfen unterhalb der Muffel einen Rost besitzen, bleibt derselbe bei Holzkohlenöfen zuweilen weg. Die Steinkohlen- und Gasöfen gestatten eine bessere Regulirung der Temperatur als Holzkohlen- und Cokesöfen. Die Temperatur stimmt man durch mehr oder weniger starkes Feuern, Regulirung des Luftzutrittes und Oeffnen oder Verschliessen der Muffelmündung mit Kohlen.

Fig. 6.



Beispiele. Fig. 6 zeigt einen Münzofen mit Holzkohlenfeuerung. Die mit den Kapellen *a* versehene Thonmuffel *b* von 14 Cm. Länge, 7.5 Cm. Höhe, 9 Cm. Breite und 8 Mm. Wandstärke befindet sich auf Traillen in einem Behälter aus Eisenblech, innen 15 bis 20 Mm. stark mit feuerfestem, an Federn anhaftenden Thone bekleidet. Die Kohlen werden bei *c* eingeworfen und sowohl Muffelöffnung, als auch die Oeffnungen über und unter der Muffel sind zur Regulirung des Luftzutrittes mit Schiebern versehen. Zuglöcher an den beiden Seiten und in der Hinterwand der Muffel haben 3 Cm. Breite und 8 Mm. Höhe. Blechschornstein auf *c*.

Plattner's Steinkohlenmuffelofen (Fig. 7, s. S. 34) hat nachstehende Einrichtung: *a* Muffel aus feuerfestem Thon 36.6 Cm. lang, 17.6 Cm. hoch und 34.2 Cm. weit, mit Zuglöchern und 2.4 Cm. Ansteigen nach hinten, auf dem Tragstein *b* und 3 Füssen *c* ruhend, sowie von dem Gewölbe *d* überdeckt. Zwischenraum zwischen Muffel und Wand 4.9 Cm. *e* Esse von 14.7 Cm. Weite und 3—4 M. Höhe. *f* Muffelöffnung 12 Cm. weit u. 14.6 Cm. hoch, durch einen mittelst eines Griffes zu fassenden Vorsetzstein *g* verschliessbar. *h* Vorsetzstein in einem Schlitz oberhalb der Muffel, *i* Rost, 26.8 Cm. breit und 51.4 Cm. lang, 28.1 Cm. unter der Muffel. *k* Schürloch 22 Cm. hoch und 26.8 Cm. breit, *l* Schürlochsthür, *m* Aschenfall, hinten 76.8 Cm. hoch und 26.8 Cm. weit, *n* ins Freie mündender Canal von 22 Cm. Weite, behuf Zuführung von Luft durch den geknickten 9.8 Cm. weiten

1) B. u. h. Ztg. 1870, S. 398. (Gasöfen sind zu beziehen vom Schlossermeister Issen in Berlin. Ackerstr. 10.)

Zug *o* und *p* unter den Rost, *q* Schieber im Zugcanal *o*, *r* Aschenfallthür, 26.8 Cm. breit und 34.2 Cm hoch.

Probirgefässe.

Die Probirgefässe für trockne Proben können bestehen:

1) aus Thon, je nach der zu erzeugenden Temperatur mehr oder weniger feuerbeständig; Gefässe daraus dürfen in der Hitze und bei Temperaturwechsel nicht reissen (Zusatz von Cementen), von den darin behandelten Substanzen möglichst wenig angegriffen werden (Zusatz der Cemente im gepulverten Zustande, glatte Oberfläche, dicker Boden, starkes Brennen) und müssen hinreichend dicht sein (Herstellung eines feinen gleichmässigen Kornes, sorgfältiges Formen und Trocknen und starkes Brennen). Mehr breite, als hohe Gefässe nennt man wohl Scherben, mehr hohe als weite Tiegel und wenn dieselben mit einem Fusse versehen sind, Tuten.

Fig. 7.

Beispiele Es kommen am häufigsten zur Anwendung: Röstscherben (Fig. 8), flach, glatt, dünn und nicht sehr feuerbeständig, von 51 Mm lichter Weite und 8 Mm. Tiefe. — Ansiede- oder Einränkscherben (Fig. 9), mit dickem Boden, dicht, innen glatt und tiefer, von 52 Mm lichter Weite, 10—11 Mm. Tiefe und 9 Mm. Bodenstärke. — Gaarscherben (Fig. 10) aus dem Bruchstücke einer Bleitute bestehend, 70—80 Mm. lang — Blei- und Kupfertuten (Fig. 11), deren abgeschlagener Fuss als Deckel *b* zu benutzen ist; im Bauche 47, oben 31 Mm. weit, im Lichten 83 Mm. hoch, ganze Höhe 110 Mm. — Eisentuten (Fig 12) mit Kohlenpulver *r* ausgefüttert; lichte Weite 45 Mm., lichte Höhe 55 Mm., ganze Höhe 90 Mm. — Grosse und kleine Bleischerben (Fig. 13) von resp. 45 und 32 Mm lichter und 52 und 39 Mm. ganzer Höhe, sowie resp. 43 und 33 Mm lichter Weite oben. — Kupferprobentiegel (Fig. 14), grössere und kleinere von resp. 80 und 68 Mm. Durchmesser oben und 84 und 60 Mm. ganzer Höhe. — Eisentiegel, mit Kohlenstaub ausgefüttert (Fig. 15), von 37 Mm. Höhe und 25 Mm. Durchmesser, nach der Ausfütterung von 22 Mm. Höhe und 10 Mm Weite. — Graphit-

tiegel, z. B. für Zinnproben, haben 80 Mm. oberen und 60 Mm. unteren Durchmesser, 74 Mm. lichte und 90 Mm. ganze Höhe.

Fig. 8.

Fig. 9.

Fig. 10.

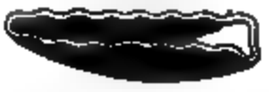


Fig. 11.

Fig. 12.

Fig. 13.

Fig. 14.

Fig. 15.

2) Aus Schmiedeeisen.

Hierher gehören die Bleiprobentiegel mit und ohne Ausguss von 8—12 Cm. Höhe, 5—8 Cm. Weite, 10—12 Mm. Wandstärke und 2—3 Cm. dickem Boden.

3) Aus Knochenmehl.

Kapellen (Fig. 6 *a*, s. S. 33) werden daraus in Formen (Mönch und Nonne) entweder geschlagen oder gepresst.[1]) Durch Zusatz von Seifensiederasche (Aescher) wird die Wärmeleitungsfähigkeit vermindert; auch wendet man wohl nur Gemenge von letzterer und ausgelaugter Holzasche an. — Gewöhnliche Freiberger Erzkapellen aus 3 Vol. Aescher und 1 Vol. Knochenmehl haben 35 Mm äussern und 24—25 Mm. lichten Durchmesser bei 18 Mm. ganzer Höhe und 10—12 Mm. Vertiefung, Fein- oder Münzkapellen, aus 2 Vol. Knochenmehl und 3 Vol. Aescher, 26 Mm. ganzem und 18 Mm. lichtem Durchmesser oben und 14 Mm. ganze Höhe.

Die Probirgefässe für nasse Proben sind meist der analytischen Chemie entlehnt.

Probirgeräthschaften.

Die Probirgeräthschaften können zur Anwendung kommen: für die Vorbereitung des Probirgutes (Nehmen, Trocknen, Zerkleinern, Sieben, Schlämmen, Einwägen, Beschicken), zur Bedienung der Probiröfen (Schaufeln, Haken, Räumeisen, Krücke, Kohlen- und Aschensieb), zum Transport der Probirgefässe in und aus dem Ofen (gerade, Backen- und Gabelklüfte, Tiegelzangen, Probenbretter und Probenbleche) und zum Manipuliren im Ofen (Haken, Rührhaken, Löffel, Kühleisen), zur Aufnahme der aus dem Ofen transportirten glühenden Gefässe (Probenbleche, Giessbleche, Eingüsse, Kornbleche), sowie zur weiteren Behandlung der erkalteten Proben (Röstspatel, Hämmer, Buckelbleche, Kornzange, Kornbürste, Magnetstab).

Von diesen Geräthschaften werden die folgenden allgemeiner angewandt:
Mengkapsel von Kupferblech (Fig. 16, s. S. 36) etwa 140 Mm. lang und

1) B. u. h. Ztg. 1868, S. 154.

im halbkugeligen Theil 40 Mm. weit, Durchmesser der Schnauze 20 Mm. — Röstspatel (Fig. 17) mit Stahlschneide *a*, eisernem Knopf *b* und hölzerner Handhabe, 195 Mm. lang, Knopf 16 Mm. dick. — Probenlöffel von Messing, 180 Mm. lang, vorn 20 Mm. weit, hinten zum Spatel ausgeplattet. — Probirkluft (Fig. 18) 70 bis 90 Cm. lang. — Tiegelzangen (Fig. 19), die obere z. B. mit 1 M. langem Stiel und 75 Mm. weit, die untere 130 Mm. weit.

Fig. 16.

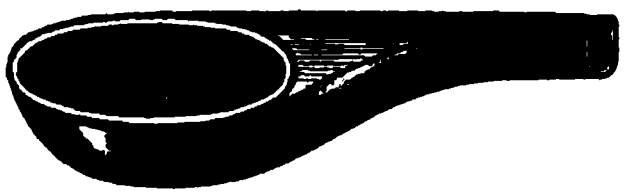


Fig. 18.

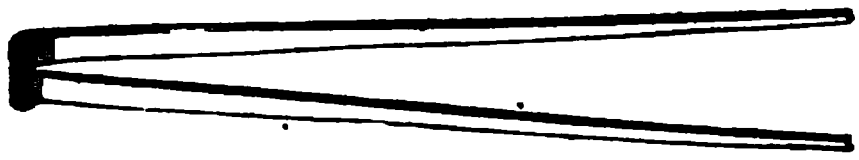


Fig. 19.

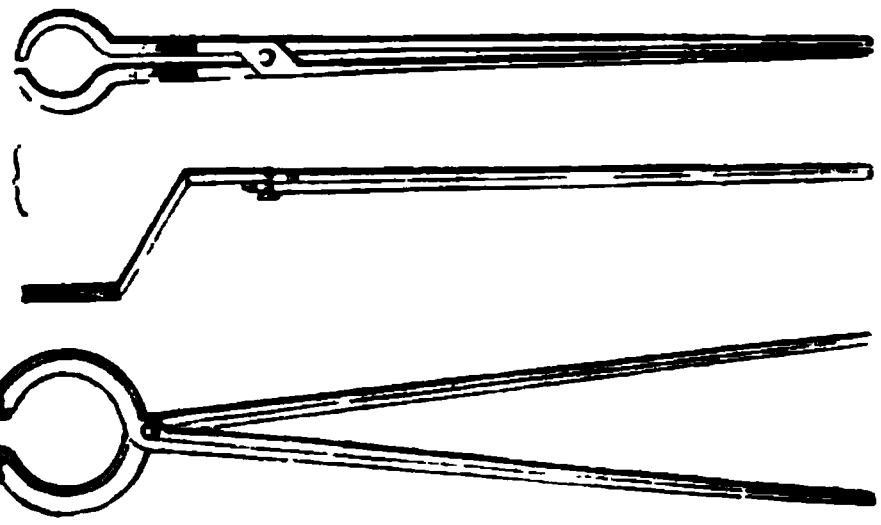


Fig. 17.

Probir-Reagentien.

Die Reagentien auf trocknem Wege sind reducirende (Holzkohlen- und Graphitpulver, Weizen- oder Stärkemehl, Colophonium, Unschlitt, Cyankalium, Weinstein), oxydirende (Salpeter, Glätte oder Bleiweiss), solvirende und zwar saure (Quarz, Glas, Borax, Phosphorsalz, Thon) und basische (Potasche, Soda, Aetzalkalien, schwarzer Fluss, Kreide, Flussspath, Bleioxyd, Eisenoxyd), ferner entschwefelnde (Eisen, Blutlaugensalz, Cyankalium, Aetz- und kohlensaure Alkalien, Salpeter), concentrirende (Antimon und Antimonoxyd, Arsen, Blei, Bleiglätte, Gold, Silber, Schwefelkies, Schwefel), zersetzend verflüchtigende (kohlensaures Ammoniak, Kohle, Kochsalz) und luftabschliessende, eine Decke bildende (Kochsalz, Glas, Eisenhohofenschlacke).

Der häufig angewandte schwarze Fluss, als Fluss- und Reductionsmittel dienend, besteht aus einem innigen Gemenge von kohlensaurem Kali und Kohle und wird dadurch erhalten, dass man gewöhnlich 1 Gewichtsthl. gereinigten Salpeter mit $2^1/_2$ Gewichtsth. rohem rothen Weinstein in Pulverform innig mengt, einen angewärmten Thontiegel zu $^2/_3$ mit dem Gemenge füllt und dasselbe unter einer gut ziehenden Esse durch einen hineingehaltenen glühenden Eisenstab zur Verpuffung bringt, worauf man den Tiegel bedeckt. Die schwarze erkaltete Masse wird zerrieben, gesiebt und wegen sehr hygroskopischer Beschaffenheit in einem gut verschliessbaren Gefässe aufbewahrt. Durch Veränderung des Verhältnisses der Ingredienzien kann man den schwarzen Fluss kohlenstoffreicher und daran ärmer machen. Statt desselben bedient man sich häufig eines bequemer zu bereitenden Gemenges von gereinigter Potasche mit 20—25 Proc. Roggenmehl. Für kräftige Reductionen kann die Menge des letzteren auf 30—35 Proc. (Kupferproben) und selbst bis auf 50 Proc. (Zinnproben) vermehrt werden.

Die Reagentien auf nassem Wege stimmen mit den in der analytischen Chemie gebrauchten überein.

28. Mechanische Vorbereitungs-Operationen. Zur Beförderung der Action können die Erze u. s. w. vor der chemischen Behandlung folgenden mechanischen Vorbereitungsprocessen unterworfen werden: Zweck.

1) Zerkleinerungsarbeiten. Während der Theorie nach die Pulverform der Erze wegen Vermehrung der die chemische Wirkung begünstigenden Oberfläche stets die geeignetste sein sollte, so wird sie doch häufig gemieden, z. B. beim Rösten in Haufen, beim Schmelzen in Schachtöfen, zuweilen auch in Flammöfen (englischer Kupferhütten-Process) u. s. w., weil sich der Schlieg dicht auf einander legt und den zur Einleitung der Reaction dienenden heissen Verbrennungsgasen Widerstand entgegensetzt, so dass man sie zuweilen, wenn sich ihre Entstehung z. B. bei der Aufbereitung nicht vermeiden lässt, durch Sinter- oder Schlackenrösten (S. 22), sowie durch Einbinden mit Kalk, Thon, Vitriollaugen u. s. w. in Bruchstückform bringt. Auch setzt sich der Schlieg wohl in die Poren des Brennmaterials (grossblasige Cokes) und incrustirt dasselbe beim Schmelzen. Zerkleinerungsarbeiten.

Zum Zerkleinern[1]) dienen Hämmer, Brechmaschinen, Pochwerke, Walzwerke, Rammen, Mühlen, Granulirvorrichtungen, Kugeltonnen, Zerreiben von in glühendem breiartigen Zustande befindlichen Substanzen (Schwarzkupfer), so wie auch Centrifugalmaschinen[2]), in welchen man flüssige Metalle, Legirungen, Leche u. s. w. durch einen Trichter auf die Mitte einer rasch rotirenden, mit feuerfestem Thon überzogenen Gusseisenscheibe treten lässt, welche die flüssige Masse in einem abgeschlossenen Raume durch die Luft schleudert und dabei fein zertheilt.

2) Trennungsarbeiten, zur Ausscheidung schädlicher Substanzen oder zur Erzielung verschiedener Korngrössen. Trennungsarbeiten.

Handscheidung, Schlämmen, Decantiren, Sieben in Durchwürfen, Rättern, Trommel- oder Cylindersieben (Fig. 20, s. S. 38). *A* Sieb mit etwa 5° Neigung, durch eine Kurbel *B* in dem staubdichten Kasten *D* zu bewegen, *C* Schnecke an der Kurbelaxe, in einem unterbrochen gradlinigten Lager (Schlag) *E* langsam steigend und rasch fallend zur Hervorbringung einer stossweisen Erschütterung, *F* hölzerne Schnecke vorn an der Kurbelaxe, zur schüttelnden Bewegung des Rumpfes *G*, aus welchem das Material durch die Lutte *H* dem Siebe zugeführt wird, *I* Abtheilung im Kasten *D* zur Ansammlung des Siebfeinen, *K* desgleichen für die Gröbe. *a* Ausräumöffnungen mit Schiebern verschliessbar.

3) Mengungsarbeiten. Selten kann eine Erzsorte ohne Weiteres für sich verschmolzen werden, sondern dieselbe bedarf einer Vermengung mit anderen Erzen (Gattiren) oder mit Zuschlägen (Beschicken), zuweilen auch einer Umwandlung der Pulverform in Stückform (Einbinden). Mengungsarbeiten.

a) Gattiren (Mischen, Maschen) ist ein Vermengen ärmerer und reicherer Erze derselben Art zur Erzielung eines mittleren, für das Ausbringen zweckmässigsten Metallgehaltes und eines für das Schmelzen möglichst günstigen Erdenverhältnisses (Gattiren kieseliger, thoniger und kalkiger Erze). Gattiren.

Es ist hüttenmännischer Grundsatz, dass für das beste Metallausbringen ein gewisses quantitatives Verhältniss zwischen dem auszubringenden Metall und den schlackenbildenden Substanzen vorhanden sein muss, damit ersteres von der gebildeten Schlacke gegen die Einflüsse von Gebläsewind, Zugluft u. s. w. im Herde

---

1) Citate bei Aufbereitung S. 26. Rostpochwerke, Walzwerke und Steinbrechmaschinen in Percy-Wedding's Eisenh. 2, 519. 2) Dingl. 155, 372.

hinreichend geschützt ist. Bei zu reichen Erzen ist die Schlackendecke zu dünn, bei armen zu stark und es bleiben dann letzteren Falles leichter haltige Bestandtheile in derselben vertheilt bei gleichzeitig grossem Brennstoffaufwand Der zu erzielende mittlere Metallgehalt variirt nach dem Gehalt der angelieferten Erze. Che-

Fig. 20.

mische Analysen geben das beste Anhalten zur Erzielung eines richtigen Erdenverhältnisses für die Schlackenbildung. (§ 112. 5.)

Das Verfahren beim Gattiren besteht darin, dass man die verschiedenen Erzsorten auf dem Mischungsplatze in dünnen Lagen über einander ausbreitet und behuf der Verwendung verticale Abstiche macht. Bei einem gewissen Inhalt einer Mischung (Masche) theilt man wohl die Oberfläche derselben durch Furchen in Quadrate, deren jedes dann, ohne abwägen zu müssen, ein bekanntes Gewicht hat.

Beschicken. b) Beschicken. Ein Vermengen der ungattirten oder gattirten Erze mit Zuschlägen und Flüssen, welche dienen: entweder zur Herstellung eines passenden Erdenverhältnisses, wenn solches sich nicht durch Gattiren erzielen liess; zur Abscheidung oder Ansammlung des auszubringenden Metalles; zur Entfernung schädlicher Bestandtheile durch Verflüchtigung oder Verschlackung; zur Verwerthung noch metallhaltiger Abfälle.

Während man früher bei Herstellung der Gattirung und Beschickung empyrisch zu Werke ging und sich mit langwierigem Ausprobiren behalf, so gelangt man in neuerer Zeit weit rascher zum Ziele durch Zuhülfenehmen der Lehren der Stöchiometrie, der Analysen von den Schmelzmaterialien und der später mitzutheilenden Erfahrungen über die Schlackenbildung, welche letzteren indes noch manche Lücke lassen.

Lage d. Beschickungs-Bodens.

Der Ort zur Herstellung der Beschickung (Beschickungs-, Gicht-, Möller- oder Vormassboden, Möllerbette, Schichtsaal) liegt zweckmässig nahezu im Niveau der Ofenmündung; bei tieferer Lage desselben bedient man sich zum Heraufholen der Beschickung von der Hüttensohle maschineller Vorrichtungen (Gichtaufzüge). In ökonomischer Hinsicht empfiehlt es sich, die Hütten an Bergabhänge zu legen, damit die Förderung der Materialien von oben nach unten geschehen kann.

Anfertigung der Beschickung.

Die Herstellung der Beschickung geschieht auf die Weise, dass man entweder das Erz zu einem oblongen oder quadratischen Haufen aufstürzt und die Zuschläge darüber ausbreitet oder letztere mit dem Erze schichtet. Ein solcher Haufen (Schicht, Beschickung, Vormass, Vorlauf, Möller) ist gewöhnlich für eine gewisse Schmelzzeit (12 oder 24 Stunden) bestimmt.

Einbinden.

c) Einbinden der Schliege. Behuf der Röstung in Haufen und Stadeln, sowie der Behandlung in Schachtöfen verwandelt man Schliege, wenn nicht durch Sinternlassen in höherer Temperatur (S. 22), in Bruchstücke durch Vermengen mit Adhäsionsmitteln (Kalk, Thon, essigsaurem Bleioxyd, Vitriolmutterlaugen, Schwefelsäure), schlägt oder presst die Masse in Formen zu Stöckeln[1]) oder formt sie mit der Hand zu Batzen, trocknet dieselben am Besten durch verlorene Wärme und zerbricht grössere Stöckel in kleinere Bruchstücke. Man rührt die Schliege wohl in Kalkmilch bis zur erforderlichen Consistenz ein oder breitet die Massen in einem Kasten in Lagen abwechselnd übereinander aus, feuchtet diese gleichmässig an und schaufelt gut um. Werden die Schliege nicht eingebunden, so bedarf's beim Schmelzen behuf der hinreichenden Vorbereitung höherer Oefen und grösserer Schlackenzuschläge zur Auflockerung, als bei Stückform.

Einbinden von Bleierzen, Bleirauch und mulmigen Eisensteinen u. s. w. in Kalkmilch, von Eisenfrisch- und Puddelschlacken nebst Kohlenstaub in Kalkmilch, Mansfelder Silberextractionsrückstände in Thon[2]), gold- und silberreiche Krätzen mit Glätte und essigsaurem Bleioxyd, Kupfererzklein mit Eisenvitriolmutterlauge, welche beim Rösten ihre Schwefelsäure entlässt; Eisenfrischschlackenpulver oder Eisenerz in fetten Steinkohlen bei deren Vercokung (Schlackencokes) u. s. w. Zuweilen formt man ein schlammiges Product ohne alle Zusätze in Ziegelform (Stolberger Braun-eisenstein).[3])

2. Capitel. **Zuschläge und Flüsse.**

Zweck.

29. Zweck und Eintheilung derselben. Wie bereits bemerkt, bedarf's beim Verhütten der Erze meist gewisser Zusätze, welche

1) Oest. Ztg. 1861 No. 41 u. 50; 1862 No. 23. B. u. h. Ztg. 1862, S. 422; 1871, S. 224. 2) Zur Umgehung dieses Anbatzens behuf der Schachtofenschmelzung werden die Rückstände ohne ein solches zur Zeit in Flammöfen verarbeitet. 3) B. u. h. Ztg. 1863, S. 155.

entweder zur Abscheidung eines nutzbaren Bestandtheiles als Metall, Legirung, Lech, Speise u. s. w. dienen (Zuschläge) oder das Verhältniss der schlackengebenden Substanzen reguliren (Flüsse), auch als Auflockerungsmittel dienen sollen. Zuweilen wirkt eine Substanz in allen Richtungen (z. B. metallhaltige Schlacken). Auch auf nassem Wege bedient man sich der verschiedensten Agentien zum Lösen, Aufschliessen, Fällen, Oxydiren, Reduciren u. s. w.

Classification.

Es lassen sich für trockene Processe unterscheiden:

1) Röstzuschläge, welche reducirend (Kohle), sulfatisirend (Eisenvitriol, schwefelsaures Natron[1]), absorbirend (Aetzkalk), chlorirend (Kochsalz) und oxydirend (Wasserdampt) wirken können.

2) Schmelzzuschläge und zwar:

a) zum Solviren, als: kieselsäurehaltige Substanzen (Quarz; Mineralien und Gebirgsarten, z. B. Granat, Hornblende, Augit, Feldspath, Chlorit, Thonschiefer; saure und basische Schlacken); thonhaltige Substanzen (Thon von wechselnder Zusammensetzung), kalkhaltige Substanzen (Kalkspath, Kalkstein, Braunspath, Dolomit, Mergel, Flussspath, welch letzterer sowohl durch seinen Kalk- als Fluorgehalt auf Kieselsäure wirkt, auch mit schwefelsaurem Baryt, schwefelsaurem und phosphorsaurem Kalk zusammenschmilzt, mit letzterem bei Zusatz von schwefelsaurem Natron dünn wie Wasser), alkalische Substanzen (Pottasche, Soda, Glaubersalz, Kochsalz, Borax, Salpeterraffinirrückstände);

b) zum Oxydiren (Kali- und Natronsalpeter, gaare Eisenfrischschlacken, Bleioxyd, Kupferoxyd, Hammerschlag, Braunstein, Sulfate, Wasserdampf, Luft);

c) zum Reduciren (Kohle und organische Substanzen, Schwefel, Antimon);

d) zum Präcipitiren mit oder ohne Solviren (Eisen, Kupfer, Zink, Blei, Bleioxyd);

e) zum Ansammeln eines Metalles in Schwefelungen (Schwefel- und Magnetkies, Schwerspath, Gyps, Glaubersalz), in Speisen (Arsen, Antimon, Arsenkies) und Legirungen (Blei, Bleioxyd, Zink, Silber);

f) zum Verflüchtigen (Kochsalz und andere Chloride im Schafhäutl'schen Pulver, in Eisenhohöfen, in Kupferflammöfen).

Hinsichtlich ihrer Natur lassen sich diese Zuschläge in erdige, alkalische und metallische eintheilen.

Wirkungsweise.

3) Sublimations- und Destillationszuschläge, wirksam als zerlegende Mittel (Eisen, Kalk, Alkalien), als Schwefelungs- und Arsenicirungsmittel (Schwefel, Arsen, Schwefel- und Arsenkies), als Reductionsmittel (Kohle), als Oxydationsmittel (Luft).

Zweck.

4) Cementationszuschläge zum Carburiren (Kohle), Chloriren (Kochsalz), zum Entkohlen (Eisenoxyd, Braunstein, Zinkoxyd) u. s. w.

Wasser und Luft.

Als Agentien treten bei vielen Processen, wie bemerkt, Sauerstoff, Luft und auch Wasserdampf (S. 13) auf. Es ist bei 0° und bei 760 Mm. Barometerstand:

1	Cbkmet.	Sauerstoff	= 1428	Grm.
1	„	Luft	= 1295	„
1	Kilogr.	Sauerstoff	= 0.700	Cbkmet.
1	„	Luft	= 0.772	„

1) B. u. h. Ztg. 1870, S. 450.

Die Luft enthält dem Volumen nach bei einer Temperatur von 20° 78.492 Stickstoff, 20.627 Sauerstoff, 0.840 Wassergas und 0.041 Kohlensäure u. s. w., bei 0° 20.8 Volumproc. und dem Gewichte nach 23 Proc. Sauerstoff. Druck 1 Atmosphäre = 1.033 Kil. per Quadratcentim. Wasser enthält 88.89 Sauerstoff und 11.11 Wasserstoff; 1 Cbkcent. bei 4.1° C. und 760 Mm. Barometerstand = 1 Grm.; 1 Liter = 1 Kilogr. Wasser giebt 1700 Liter Wasserdampf von 100° C.; 1 Liter Wasserdampf wiegt bei 100° und 760 Mm. Barometerstand 0.80559 Grm.

3. Capitel. **Brennmaterialien.**

30. Classification. In der hüttenmännischen Technik werden zur Hervorbringung von Wärme und reducirenden Wirkungen angewandt:[1] Brennmaterialarten.

1) Rohe oder natürliche Brennstoffe, und zwar vegetabilischen (Holz) oder mineralischen Ursprungs (Torf, Braunkohle, Steinkohle, Anthracit). Dieselben bestehen sämmtlich aus Kohlenstoff, Wasserstoff, Sauerstoff, zuweilen auch Stickstoff, und unorganischen, Asche gebenden Substanzen und zwar sind die mineralischen Brennstoffe aus den vegetabilen durch Verwesungs- und Vermoderungsprocesse entstanden. Je länger dieselben andauerten, um so mehr hat sich der Kohlenstoffgehalt angereichert, wie die nachstehende Zusammenstellung zeigt: Rohe Br.

	C	H	O
Holzfaser	52.65	5.25	42.10
Torf (Vulcaire)	60.44	5.96	33.60
Lignit (Cöln)	66.96	5.27	27.76
Erdige Braunkohle (Dux)	74.20	5.89	19.90
Steinkohle (St. Colomb, sec. Format.)	76.18	5.64	18.07
„ (Rieve de Giere Corbeyre)	90.50	5.05	4.40
Anthracit (Mayenne, Uebergangsgeb.)	92.85	3.46	3.19
Anthracit (Pensylvanien)	94.20	2.50	3.30

Wasserstoff und Sauerstoff sind entweder in dem Verhältniss vorhanden, wie sie Wasser bilden (chemisch gebundenes Wasser im Gegensatz zum hygroskopischen), z. B. im Holz, oder es bleibt, nachdem man allen Sauerstoff an Wasserstoff gebunden sich gedacht hat, noch Wasserstoff über (disponibler oder freier Wasserstoff), welcher letztere nur neben Kohlenstoff bei der Verbrennung Wärme giebt und zur Flammenbildung wesentlich beiträgt (Torf, Braunkohle, Steinkohle). Das chemisch gebundene Wasser veranlasst stets eine Wärmeerniedrigung durch Wasserdampfbildung.

2) Verkohlte Brennmaterialien. Beim Erhitzen unter Luftabschluss (Verkohlen, Vercoken, trockene Destillation) ordnen sich die Bestandtheile der Brennstoffe zu neuen festen (Kohle, Cokes), flüssigen (ammoniakalisches oder saures Wasser, Theer) und gasförmigen Verbindungen (Kohlensäure, Kohlenwasserstoff, Kohlenoxyd, Verkohlte Brennm.

1) Brennmaterialien: Kerl's Metallurgie 1, 175. Rivot-Remelé, Docimasie. Bd. 1. 1863. Plattner-Richter's Hüttenkunde 1, 49. Hartmann, die Brennmaterialien. Leipzig 1863. Percy-Knapp's Metallurgie 1863. 1, S. 53. Knapp, chemische Technologie 1865. 1, 139. Muspratt-Kerl, techn. Chemie 3, 138. Grothe, die Brennmaterialien und die Feuerungsanlagen 1870. Kerpely, Bericht über die Fortschritte der Eisenhüttentechnik 1864—1868. Wagner, die Metalle und ihre Verarbeitung 1867, S. 657.

Wasserstoff u. s. w.) an. Hüttenmännischer Zweck dieser Operation ist meist nur die Gewinnung des festen Bestandtheiles, der Kohlen oder Cokes, welche hauptsächlich aus einen hohen pyrometrischen Wärmeeffect lieferndem Kohlenstoff neben untergeordneten Mengen von Wasserstoff, Sauerstoff und aschegebenden Bestandtheilen bestehen; doch werden dabei auch zuweilen die Nebenproducte von der Verkohlung, bei Steinkohlen besonders die brennbaren Gase nutzbar gemacht. Bei den höchsten Temperaturen erzeugte Kohlen und Cokes enthalten immer noch Sauerstoff und Wasserstoff.

Vorgänge beim Verkohlen.

Zu Anfang der Destillation vereinigen sich Wasser- und Sauerstoff, welche gemeinschaftlich mit hygroskopischem Wasser als Wasserdampf entweichen. Bei steigender Temperatur wird die Affinität der obigen beiden Elemente gelockert, der Kohlenstoff betheiligt sich an dem Zersetzungsprocesse und bildet mit jenen ternaire Verbindungen, als Holzgeist, Essigsäure, Carbolsäure u. s. w., welche sich in der bei Condensation der Dämpfe entstehenden wässrigen Flüssigkeit vorfinden. Bei weiterer Temperaturerhöhung zersetzen sich dann diese ternairen Gebilde und geben binäre, kohlenwasserstoffreiche, zu einer öligen Flüssigkeit (Theer) condensirbare Dämpfe und Gase, welche letztere je nach dem grösseren Wasserstoff- oder Sauerstoffgehalt des Rohmaterials mehr oder weniger brennbar (Kohlenwasserstoff, Kohlenoxydgas, Wasserstoff) oder unbrennbar sind (Kohlensäure). So geben die wasserstoffreicheren Stein- und Braunkohlen mehr Kohlenwasserstoff, die sauerstoffreicheren Holz- und Torfsorten mehr Kohlenoxyd und Kohlensäure. Bei Anwesenheit von Stickstoff erzeugen sich anfangs, in dem Theer zu findende Verbindungen von Kohlenstoff, Wasserstoff und Stickstoff (z. B. Anilin und ähnliche flüchtige Alkaloide), später bei höherer Temperatur Cyan und Ammoniak. Danach reagirt die bei der Destillation anfangs entstehende wässrige Flüssigkeit bald sauer (gewöhnlich von Holz und Torf), bald ammoniakalisch (gewöhnlich von Steinkohlen und Braunkohlen). Je höher die Temperatur, um so einfacher werden die Zersetzungsproducte; je rascher dieselbe gleichzeitig steigt, um so mehr binäre und namentlich gasförmige Verbindungen werden sich bilden. Die Vertheilung der Wärme in den Brennstoffen hängt von deren Wärmeleitungsfähigkeit und der Wärmeentziehung durch entweichende Zersetzungsproducte und durch die Gefässwände ab. Es ist in den Brennstoffen niemals soviel Wasser- und Sauerstoff vorhanden, dass sämmtlicher Kohlenstoff in flüssige oder gasförmige Verbindungen übergeführt werden kann; es bleibt ein Theil davon, mit geringen Mengen Wasserstoff und Sauerstoff verbunden, als Kohle oder Cokes bei der Destillation zurück. Je nach der Zusammensetzung der Brennstoffe, nach dem herrschenden Drucke bei der Verkohlung, der angewendeten Temperatur, der Dicke der Stücke, der Brennstofflage u. A. variiren die Producte der Qualität und Quantität nach wesentlich. In rasch steigender hoher Temperatur pflegt sich bei wasserhaltigen Brennstoffen (Holz, Torf, Braunkohlen) das Ausbringen an Kohle zu vermindern, indem auch die Bestandtheile des Wassers zu einer Vergasung des Kohlenstoffs beitragen. — Kommt Wasserdampf mit glühenden Kohlen[1]) in Berührung, so entsteht nach Bunsen ein constantes Gasgemisch von 56.52 Wasserstoff, 28.71 Kohlenoxydgas und 14.77 Kohlensäure dem Gewichte und resp. 4 : 2 : 1 dem Volum nach. Langlois fand in einem solchen Gemisch 54.52 Wasserstoff, 31.36 Kohlenoxydgas, 12.00 Kohlensäure und 1.62 Kohlenwasserstoff, Frankland 56.9 Wasserstoff und Sumpfgas, 19.3 Kohlensäure und 13.8 Kohlenoxyd. Bei Einwirkung von Kohlenoxydgas auf Wasserdampf in der Hitze entsteht nach Heurtebise Kohlensäure und Wasserstoff. Maire und Vallée[2]) und neuerdings Lürmann[3]) haben empfohlen, durch Einleiten von Wasserdampf in glühende Kohlen brennbare Gase zu erzeugen und diese in Hohöfen, Cupoloöfen, Puddelöfen u. s. w. zu verwenden. Nach Schröder, Schinz u. A. wird indes bei der Zersetzung von Wasserdampf durch Kohle nahe eben soviel Wärme gebunden, als demnächst beim Verbrennen der gebildeten Gase entsteht.[4])

---

1) Ann. d. Chem. und Pharm. 85, 150. Polyt. Centr. 1855, S. 1185; 1858, S. 119. Dingl. 158, 192; 186, 393; 195, 234, 338. 2) B. u. h. Ztg. 1861, S. 335. 3) B. u. h. Ztg. 1870, S. 327. 4) Poggend. Ann. 1867 No. 6, S. 277. Percy-Wedding's Eisenhüttenk. 2, 87.

3) Künstliche oder agglomerirte Brennmaterialien (Kohlenziegel, Brennsteine, Briquettes, Peras), welche durch Agglomeriren von Brennstoffabfällen (Torf-, Braunkohlen-, namentlich Steinkohlenklein) mit Bindemitteln erhalten werden.[1] Künstl. Br.

Solche Bindemittel sind: Steinkohlentheer oder bei dessen Destillation erhaltenes weiches oder hartes Pech oder Asphalt (brai sec), Kohlentheeröle, Thon, Thier- und Pflanzenfette, Seifen- und Leimlösungen, Mehl von Hülsenfrüchten, Kartoffeln und verdorbenem Getreide, Stärke und Kleber, Oelkuchen u. s. w., früher auch Lehm und Kalkbrei, welche aber den Aschengehalt vermehren. Man zieht trockenes Pech dem Theer vor wegen des starken Rauchens des letzteren. Zur Prüfung der Kohlenziegel auf ihren Pechgehalt hat man sich des Schwefelkohlenstoffs bedient.[2]

4) Flüssige Brennmaterialien. Neuerdings ist das Petroleum[3], welches bei der Heizung von Dampfkesseln auf Schiffen Verwendung gefunden hat, auch für metallurgische Zwecke, für Flamm- und Schachtöfen empfohlen, indem dasselbe durch einen Dampf- oder Gebläseluftstrahl zerstäubt über einen mit Kohle leicht überschütteten Rost oder durch die Form eines Schachtofens eingeführt wird. Flüssige Br.

5) Gasförmige Brennmaterialien. Diese erfolgen: Brennbare Gase.

a) bei der trockenen Destillation und bestehen dann im Wesentlichen aus Kohlenwasserstoffgasen.

Gase aus Vercokungsöfen zum Heizen von Dampfkesseln, Winderhitzungsapparaten, Puddel- und Schweissöfen.

b) durch unvollkommene Verbrennung fester Brennstoffe, wobei Kohlenoxydgas und Kohlensäure sich erzeugen, welche letztere in Berührung mit glühenden Kohlen in Kohlenoxydgas übergeht, so dass dieses Gas nebst Stickstoff der Verbrennungsluft und unzersetzt gebliebener Kohlensäure den Hauptbestandtheil des Gasgemenges ausmacht. Dasselbe erzeugt sich entweder als Nebenproduct in metallurgischen Apparaten (Gichtgase) und entweicht aus deren Mündung, oder wird in besonderen Schachtöfen (Generatoren) aus festen Brennstoffen absichtlich dargestellt (Generatorgase). Die Gase dieser Abtheilung werden am häufigsten benutzt.

Auch hat man durch Ueberleiten von Wasserdampf über glühende Kohlen oder der Kohlensäure und Wasserdampf enthaltenden Feuergase[4] über glühende Kohlen brennbare Gase darstellen wollen, wie es scheint ohne guten ökonomischen Erfolg (S. 42).

c) Feuergase (Ueberhitze) werden häufig wegen der darin gebundenen Wärme noch weiter ausgenutzt und damit auch ein zuweilen vorhandener Gehalt an brennbaren Gasen bei Luftzuführung.

Hinsichtlich des Aggregatzustandes zieht man meist Bruchstücke oder gröbere Partien dem Brennmaterialklein vor und Aggregatzustand fester Brennstoffe.

---

1) B. u. h. Ztg. 1860, S. 256; 1861, S. 40, 59, 92, 171, 249, 363, 406, 408, 448, 456, 471; 1862, S. 18, 99, 262, 399, 407, 192; 1863, S. 95, 146, 326, 391; 1865, S. 180; 1866, S. 71, 120, 220; 1868, S. 164; 1869, S. 28; 1870, S. 192; 1871, S. 176. Rev. univers. 5, 4 livr. p. 50; 27, 1. Kupelwieser in: die Mineralkohlen Oesterreichs 1870, S. 231. Preuss. Ztschr. Bd. 8, Lief. 3. Kerl, Met. 1, 289. Kerpely's Fortschr. 3, 33; 4, 45. Deutsche Industriezeit. 1869, S. 65. Dingl. 157, 105; 159, 28; 195, 43. Polyt. Centr. 1861, S. 1001; 1871, S. 1145. Muspratt-Kerl, Techn. Chem. 3, 373.
2) Polyt. Centr. 1869, S. 968. 3) Kerpely's Fortschr. 4, 53; 5, 72. Dürre, Giessereibetrieb 1, 224. Ztschr. für die deutsch-österr. Stahl- u. s. w. Industrie 1871, No. 25. B. u. h. Ztg. 1871, S. 203, 204. 4) B. u. h. Ztg. 1868, S. 352.

bringt deshalb letzteres zuweilen durch Agglomeration in Bruchstückform (S. 43). Neuerdings ist der Kugelform[1]) der Stücke das Wort geredet und man hat auch Apparate construirt, in welchen pulverförmige Brennstoffe[2]) verwendbar sind (Ofen von Whelply und Storer S. 21, Gebläseschachtöfen u. s. w.).

Vollst. u. unvollst. Verbrennung.

31. Verbrennungs-Erscheinungen. Bei einer vollständigen Verbrennung liefern die Brennmaterialien Kohlensäure und Wasserdampf unter Zurücklassung der unorganischen Bestandtheile (Asche), welche die Wärmeausnutzung beeinträchtigt durch Verstopfung des Rostes, Bindung von Wärme und Entlassen derselben ausserhalb des Ofens. Kommt bei der Verbrennung, wie gewöhnlich, die gebildete Kohlensäure mit glühenden Kohlen in Berührung, so wird sie zum grossen Theil zu Kohlenoxydgas reducirt.

Bei unvollkommener Verbrennung, wie sie in den mit gewöhnlicher, durch Essen angefachter Luft oder Gebläseluft gespeisten Feuerungsvorrichtungen meist stattfindet, verbrennen die Bruchstücke von rohen Brennstoffen mehr oder weniger oberflächlich, die dabei erzeugte Wärme wirkt auf das Innere derselben ein und es entwickeln sich in Folge dessen daraus durch einen Verkohlungsprocess theils brennbare, kohlenwasserstoffreiche, eine deutlich helle Flamme erzeugende Gase, theils entweichen Dämpfe von Theer, Wasser u. s. w. gemengt mit ausgeschiedenem Kohlenstoff (Russ) in Gestalt von Rauch, zu dessen Verhinderung eine grosse Anzahl von Mitteln (rauchverzehrende Vorrichtungen) vorgeschlagen sind, ohne dass dieselben jedoch ihren Zweck immer vollkommen erreichen lassen (§ 78). Nach beendigter Verkohlung bleibt Kohle zurück, welche nun bei weiterer Verbrennung Glühefeuer giebt (Gegensatz von rohen und verkohlten Brennstoffen).

Flammenerscheinungen.

Bei hinreichendem Luftzutritt geht die Kohle bei dieser Verbrennung in Kohlensäure über, ohne Flammenbildung; bei beschränktem Luftzutritt aber, wenn grössere Mengen davon angehäuft sind, tritt Kohlenoxydgasbildung ein und es zeigt sich eine Flamme, welche aber im Vergleich zu der von rohen Brennstoffen undeutlich blass erscheint.

Die flüchtigen Bestandtheile der rohen Brennstoffe sind danach entweder brennbar und dienen dann zur Erzeugung der beabsichtigten Temperatur (Kohlenwasserstoff, Kohlenoxydgas, glühende Kohlentheilchen), oder sie bestehen aus nicht heizenden Wasserdämpfen, Kohlensäure und Stickstoff nebst fremdartigen Beimengungen (Schwefel- und Phosphorverbindungen, Aschentheilen, Flugstaub), welche letztere bei empfindlichen Schmelzmassen schädlich einwirken können. Gewöhnlich sind sie aber nur von geringem Einfluss, weil die Einwirkung der Flamme keine lange dauernde ist und die Temperaturen in Flammöfen meist von der strahlenden Wärme des von der Flamme erhitzten Ofengewölbes hervorgebracht werden. Je nachdem die Flamme mehr oder weniger freien Sauerstoff beigemengt enthält, wirkt sie oxydirend oder reducirend; Kohlensäure und Wasserdämpfe können ebenfalls Sauerstoff abgeben. — Bei Anwendung von verkohlten Brennstoffen liegt der Schwerpunkt der Heizung in dem festen Kohlenstoff, welcher neben Hitzeentwicklung eine Reduction und Kohlung bewirken kann. Seine Aschenbestandtheile, durch eine mechanische Aufbereitung des Rohmaterials häufig sehr zu vermindern, werden durch die reducirenden Agentien im Ofen zerlegt und zum Theil in die schmelzenden Massen eingeführt, was bei flammenden Brennstoffen weit weniger statt-

---

1) Wentz, Lindner und Eichhorn, der Kugeltorf, Freising, Datterer. Polyt. Centr. 1866, 618. Dingl. 184, 59. B. u. h. Ztg. 1866, S. 364; 1870, S. 336; 1871, S. 248 2) B. u. h. Ztg. 1867, S. 249, 310; 1868, S. 7, 14; 1869, S. 120, 176; 1870, S. 200. Ztschr. der deutsch-österr. Stahlindustrie 1869, No. 69. Dingl. 193, 293.

findet. Während man das Leuchten der Flamme gewöhnlich in ausgeschiedenem, ins Glühen versetzten Kohlenstoff sucht, so erklärt dasselbe Frankland[1]) aus der Strahlung dichter, aber durchsichtiger Kohlenwasserstoffe.

Dissociationserscheinungen.

Deville, Vicaire, Cailletet, Gruner und Schinz[2]) haben nachgewiesen, dass in Feuerungsräumen bei gewissen Temperaturen Gase und Dämpfe in einzelne Bestandtheile zerfallen (Dissociation), die sich in minderen Temperaturen wieder vereinigen.

So zerlegt sich nach Deville Wasserdampf bei 1000° C. namentlich in Gegenwart von Kohlensäure in Wasserstoff und Sauerstoff; Kohlensäure bei 1200° in Kohlenoxydgas und Sauerstoff; Kohlenoxydgas schon bei niedrigerer Temperatur (300—400°) in Kohlensäure und Kohlenstoff bei Gegenwart von Eisen und Eisenoxydul. Derartige Erscheinungen, über welche man zur Zeit noch nicht viel weiss, können für Flammofenprocesse wichtig werden.

Brenn- und Flammbarkeit.

Die Entzündlichkeit (Brennbarkeit) nimmt mit der Dichtigkeit der Brennstoffe ab und mit deren Wasserstoffgehalt zu, während die Entstehung einer mehr oder weniger langen Flamme (Flammbarkeit) hauptsächlich vom Wasserstoffgehalt, welcher mit dem Kohlenstoff brennbare Gase erzeugt, abhängt. Mangel an Luftzutritt und eine Erniedrigung der Temperatur herbeiführende Feuchtigkeit begünstigen die unvollkommene Verbrennung und somit die grosse Wärmeverluste nach sich ziehende Rauchbildung. Ein hauptsächlichstes Mittel dagegen ist das Trocknen oder Darren der Brennstoffe, je nachdem man minder hohe oder hohe Temperaturen erzielen will.

Trocknen und Darren.

Diese Operationen kommen meist nur bei Holz und Torf vor; Steinkohlen haben nur einen geringen, meist nützlichen hygroskopischen Wassergehalt und Braunkohlen werden trotz ihres oft hohen Wassergehaltes nicht immer durch Anwendung von Wärme davon befreit, weil sie bei Entfernung des Wassers leicht zerfallen.

Das Trocknen der Brennmaterialien geschieht an luftigen Orten in Haufen (Holz, Torf), auf bedachten Stellagen (Torf) oder auf Pfählen mit Querarmen (Hiefeln), an welche letztere die Torfstücke (Ziegel, Soden) angesteckt werden.

Das Darren des auf einem Rost liegenden Brennmaterials findet in gemauerten Räumen statt, welche mittelst Oefen oder Röhren, in denen Feuergase circuliren, durch die strahlende Wärme geheizt werden (Strahlungstrocknung); oder die Verbrennungsproducte von einer besonderen Feuerung, auch wohl die abgängigen Feuergase aus anderen metallurgischen Apparaten werden direct, besser von oben nach unten (schwedisches Verfahren), als von unten nach oben in die Darrkammer eingeführt, nachdem sie zuvor zur Abkühlung grosse Räume (Funkenkammern) passirt haben (Rauchtrocknung); oder man leitet erwärmte Gebläseluft in die Kammern ein (Windtrocknung). Auch hat man Rauch- und Strahlungstrocknung, sowie Strahlungs- und Lufttrocknung combinirt. Während die Rauchtrocknung am billigsten und namentlich bei nach unten geleiteten Feuergasen sehr wirksam ist, kann sie bei fehlenden Funkenkammern (sowie auch die Strahlungstrocknung) zur Entzündung des Brennstoffs in der Darrkammer Veranlassung geben; die theuerere Windtrocknung ist am wenigsten feuergefährlich.[3]) Welkner's Torfdarre[4]), mit heissem Ventilatorwind versehen, gestattet einen continuirlichen Betrieb.

Prüfung.

32. Docimastische Untersuchung der Brennmaterialien.[5])

Dieselbe hat sich auf folgende, den Werth der Brennstoffe bedingende Ermittlungen zu richten:

---

1) Dingl. 192, 285, 288. 2) B. u. h. Ztg. 1869, S. 224, 230. Dingl. 181, 285, 291. Polyt. Centr. 1871 S. 1184. Percy-Wedding's Eisenhüttenkunde 2, 282. 3) Citate ausser den in Kerl's Met. 1, 191—208 angeführten: B. u. h. Ztg. 1862, S. 221; 1863, S. 104, 115; 1864, S. 68; 1867, S. 200, 412, 417, 425. Sammlung von Zeichnungen für den Verein Hütte 1861, No. 19. 4) B. u. h. Ztg. 1862, S. 220. 5) Kerl, Probirkunst 1866, S. 438. Probe vor dem Löthrohre in Kerl's Leitf. 1862, S. 144. B. u. h. Ztg. 1868, S. 347. Eggertz, Om kemisk Profning af Jern, Jernmalmer och Brännmaterialier. Falun 1871.

Wasserbestimmung.

1) Hygroskopischer Wassergehalt. Man erwärmt 1 Probircentner (5 Grm.) zerkleinertes Probirgut im Uhrglase im Wasserbade (rohe Brennmaterialien) oder im Luftbade oder auf der Trockenscheibe (S. 30) auf 120°, ja selbst 150° C. (Holzkohle, Cokes), lässt in einem Chlorcalciumglase erkalten und wiegt rasch aus, wo dann zwei Wägungen übereinstimmende Resultate geben müssen.

Verkohlung.

2) Kohlenausbringen. 1—2 Probircentner Substanz in kleinen Bruchstücken oder als Pulver werden in einer bedeckten Bleitute (S. 35 Fig. 11) im Muffelofen (S. 34) allmählich bis zur Rothgluth erhitzt, wo sich dann am Deckel eine Flamme zeigt. Nach dem Verschwinden derselben wird die Tute herausgenommen, nach völligem Erkalten ihres Inhalts entleert und dieser gewogen, wo sich dann das Gewicht von Kohle oder Cokes und Aschenbestandtheilen ergiebt. Wie bemerkt (S. 42), hat die mehr oder weniger rasche und starke Steigerung der Temperatur Einfluss auf das Kohlenausbringen und es müssen deshalb mehrere Proben, wenn ihre Resultate mit einander verglichen werden sollen, unter gleichen Umständen ausgeführt werden.

Die Beschaffenheit der zurückbleibenden Kohle (in Pulverform, gefrittet, aufgebläht) lässt auf die Verwendbarkeit des rohen Brennstoffs für einen vorliegenden Zweck schliessen. Das Ausbringen an Kohle pflegt im Grossen, z. B. bei Steinkohlen um 8—13 Proc. und mehr geringer zu sein als im Kleinen wegen nicht abzuhaltenden Luftzutrittes beim Vercoken, des Abbrandes während des Ausziehens und der längeren Dauer des Vercokens. — Verkohlte Brennstoffe sind da besonders anwendbar, wo eine intensive Hitze zu erzeugen und ein unmittelbarer Contact derselben mit den zu behandelnden Substanzen nöthig ist.

Die Differenz zwischen Kohle und angewandtem rohen Brennstoff ergiebt die flüchtigen Producte nach Abzug des Wassergehaltes.

Im Grossen hat man beim Verkohlen eine Nutzung der flüchtigen Stoffe durch Condensation, z. B. bei Holz, oder Verbrennung vielfach versucht, aber nicht immer mit Erfolg. Während sich die Condensationsmethoden auf Hütten wenig Eingang verschafft haben, verwendet man wohl die Gase der Cokesöfen zur Heizung derselben oder zur Dampferzeugung, welche letztere aber häufig den Betrieb der Oefen stört oder mangelhaft ist, so dass man zu Reservefeuerungen seine Zuflucht nehmen musste.

Bestimmung.

3) Aschengehalt. Der bei der Verkohlungsprobe erfolgte Rückstand wird zerrieben und auf einem Röstscherben (S. 35 Fig. 8) unter der Muffel bis zur völligen Verbrennung der organischen Bestandtheile erhitzt. Die Anwesenheit von Gyps und Schwefelkies, welche bei der Verkohlung und nachherigen Einäscherung verändert werden, beeinträchtigt die Genauigkeit des Proberesultates.[1]) Man beobachtet an der Asche die Farbe, ob sie gesintert u. s. w.

Verhalten im Feuer u. s. w.

4) Physikalisches und chemisches Verhalten. Von Einfluss auf das Verhalten der Brennstoffe im Feuer, die Zerreiblichkeit[2]) u. s. w., sind die Beimengungen fremder Stoffe, Structurverhältnisse, die Dichtigkeit, Grösse und Form der Stücke, das Verhalten beim Einwerfen in die glühende Muffel, wobei sie leicht oder schwierig sich entzünden, mit langer oder kurzer, ruhiger oder prasselnder, heller oder stark rauchender Flamme, mit oder ohne Geruch, mit oder ohne Zerspringen u. dgl. m. verbrennen.

---

1) Rivot-Remelé, analyt. Chem. 1, 112, 141. 2) Dingl. 110, 212, 263, 278; 114, 346; 162, 278. Brix, Unters. d. Brennst. 1853, S. 33.

Arten der Wärmeeffecte.

5) Bestimmung des Wärmeeffectes. Es giebt kein absolutes Maass für die bei den Verbrennungsprocessen frei werdende, zu benutzende Wärme, wohl aber hat man durch Annahme einer bestimmten Leistung als Grundlage von Vergleichungen ein relatives Maass ermöglicht, indem man entweder einen Brennstoff auf verschiedene Wirkungswerthe oder einen Wirkungswerth auf verschiedene Brennstoffe bezieht.

Man drückt die freigewordenen Wärmemengen durch den absoluten, specifischen und pyrometrischen Wärmeeffect aus, je nachdem erstere auf das Gewicht oder Volumen der Brennstoffe oder auf die erzielte Temperatur bezogen werden. Erstere beiden bezeichnet man auch wohl mit dem Namen Brennkraft oder calorimetrischer Heizkraft, letztere mit Heizkraft oder pyrometrischer Heizkraft. Als Einheitsmaass für die beiden ersten Werthbezeichnungen hat man die Wärmeeinheiten oder Calorien angenommen, für letztere gewöhnliche Thermometergrade.

Theoretische u. wirkl. Verbrennungswärme.

Die theoretisch gefundene Verbrennungswärme wird in der Wirklichkeit nicht erreicht, sondern es geht immer Wärme (bis 50 Proc. und mehr) verloren durch Umwandlung des hygroskopischen und chemisch gebundenen Wassers in Dampf, durch Entwicklung brennbarer Gase in den abziehenden Verbrennungsproducten und durch Rauchbildung, durch in der Asche zurückbleibenden Kohlenstoff, in den glühenden Aschenbestandtheilen, durch Ausstrahlung u. s. w. Scheurer-Kestner und Meunier[1]) haben neuerdings durch sehr genaue Untersuchungen den Unterschied zwischen der wirklichen Verbrennungswärme fossiler Brennstoffe und derjenigen zu ermitteln gesucht, welche bei der Verbrennung auf einem zweckmässig construirten Roste wirklich erzeugt wird. Man sucht diese Wärmeverluste auf ein Minimum zu reduciren durch anderweite Benutzung der Ueberhitze[2]), möglichst vollkommene Feuerungsvorrichtungen, Anwendung trockner Oefen, trockener Schmelzmaterialien und nicht feuchten, kalten oder heissen Verbrennungswindes, gehörige Zerkleinerung der Schmelzmaterialien, zweckmässige Ofenconstruction, Beschränkung der Ausdehnung, der Leitungs- und Strahlungsfähigkeit der Ofenwände, Darstellung brennbarer Gase mit möglichst wenig Stickstoff (z. B. nach Mallet's Verfahren), grösstmöglichen Brennstoffconsum in der Zeiteinheit, Verbrennung unter höherem Druck[3]), Anwendung sauerstoffreicherer Luft u. s. w.

Bei der schwankenden Zusammensetzung der meisten Brennmaterialien, sowie dem Umstande, dass selbst bei genauen Durchschnittsanalysen eine Berechnung der Verbrennungswärme unrichtig ist, weil die zusammengesetzten Gase nicht denselben Werth geben, wie deren Elemente für sich berechnet, — können die gewöhnlichen Angaben für deren durchschnittliche Wärmeeffecte nur als beiläufige Anschläge zu betrachten sein, welche für den einzelnen Fall modificirt werden müssen. Nur bei gasförmigem Brennmaterial herrscht in dieser Beziehung mehr Sicherheit. Man zieht theoretischer Ermittlung häufig Versuche im Grossen mit dem Brennstoff an der Arbeit selbst vor, zu welcher das Brennmaterial bestimmt ist. Im Allgemeinen verwendet man das ökonomisch billigste Brennmaterial, wenn nicht bestimmte und bezahlte Anforderungen an die Qualität des darzustellenden Productes gemacht werden (Holzkohlen und Cokes bei Erzeugung und beim Guss von Roheisen). Bei der Wahl eines Brennmaterials kommt nicht allein der auf gleiches Gewicht oder Volumen bezogene Bruttokaufpreis in Rücksicht, sondern auch der Wirkungswerth, die absolute gesteigerte Leistung des damit gespeisten Apparates und damit die ersparten Generalkosten.

Begriff.

a) Absoluter Wärmeeffect. Man begreift darunter die auf eine Einheit (gewöhnlich Kohlenstoff) bezogenen relativen Wärmemengen, welche ein bestimmtes Gewichtsquantum verschiedener Brennmaterialien beim vollständigen Verbrennen entwickelt.

---

1) Polyt. Centr. 1869, S. 1537. 2) Kerpely, Fortschr. 2, 166; 3, 148; 4, 143. Dingl. 194, 397. 3) Polyt. Centr. 1855, S. 1368; Dürre's Giessereibetrieb 2, 310. Dingl. 193, 376.

Bestimm.-Methoden. Rumford's Methode.

Zur Bestimmung des absoluten Wärmeeffectes sind unter Anderem nachstehende Methoden zur Ausführung gebracht:

α) Wassererwärmung. Ermittlung der Gewichtsmengen Wasser von 0°, welche 1 Gewichtstheil verschiedener Brennmateriale auf 100° C. erhitzt (Rumford, Despretz, Peclet, Favre und Silbermann u. A.), wobei Rumford nachstehende Verhältnisszahlen erhalten hat:

1 Thl.	erhitzt Wasser von 0—100° C.	C = 1.
Wasserstoff	236 Thle.	3.03
Kohlenstoff	78 „	1.00
Holzkohle	75 „	0.96
Steinkohle	60 „	0.77
Torf	25—30 „	0.33—0.38
Getrocknetes Holz	36 „	0.46
Lufttr. Holz	27 „	0.34

Schlüsse aus diesen Zahlen.

Danach werden von 1 Gew.-Thle. Kohlenstoff 78 Gew.-Thle. Wasser von 0—100° erhitzt oder 1 Thl. Kohlenstoff liefert so viel Wärme, dass dadurch 78 . 100=7800 Thle. Wasser um 1° erwärmt werden oder man kann sagen, dass die entwickelte Wärme 1 Gew.-Thl. Wasser um 7800° erwärmen würde. Die auf diese Weise durch Multiplication der Zahlen der ersten Columne mit 100 entstehenden Producte nennt man Wärmeeinheiten oder Calorien. Diese repräsentiren demnach diejenigen relativen Wärmemengen, welche, aus der Verbrennung gleicher Gewichtstheile von Brennstoffen hervorgegangen, die Temperatur gleicher Mengen Wasser um n° erhöhen oder derjenigen Wärmemenge, welche erforderlich ist, um 1 Gew.-Thl. Wasser (1 Pfd. oder 1 Gramm) um 1° des 100theiligen Thermometers zu erwärmen.

Aus dem einfacheren Zahlenverhältniss der zweiten Columne ergiebt sich, dass der absolute Wärmeeffect des Wasserstoffs nahezu 3mal so gross ist, als der des Kohlenstoffs. Vergleicht man nun die Sauerstoffmengen, welche Wasserstoff und Kohlenstoff zu ihrer vollständigen Verbrennung bedürfen, nämlich 1 Theil davon resp. 8 und $2^2/_3$ Thle Sauerstoff = 3 : 1, so stehen die von Wasserstoff und Kohlenstoff zur Verbrennung aufgenommenen Sauerstoffmengen in demselben Verhältniss, wie die von Rumford bestimmten absoluten Wärmeeffecte (Welter'sches Gesetz). Man braucht also nur zur Ermittlung der absoluten Wärmeeffecte die Sauerstoffmengen zu bestimmen, welche gleiche Gewichtstheile verschiedener Brennstoffe zu ihrer Verbrennung erfordern.

Welter'sches Gesetz.

Einfluss neuerer calorischer Ermittelungen.

Neuere genauere calorimetrische Versuche, namentlich von Favre und Silbermann, Dulong, Grassi, Andrews u. A. haben eine Aenderung der Rumford'schen Zahlen erforderlich und dadurch das Weltersche Gesetz hinfällig gemacht. Dulong, Favre und Silbermann erhielten folgende Verhältnisszahlen:

Wasserstoff			34460	Favre u. Silb.	34740 Dul.
Kohlenstoff	8080	„	„	7176	„
Kohlenstoff zu Kohlenoxyd verbrennend	2480	„	„		
Kohlenoxyd	~~3403~~	„	„		
Grubengas	13063	„	„		
Elaylgas	11858	„	„		

nach welchen die absoluten Wärmeeffecte von Wasserstoff und Kohlenstoff sich wie 4.3 : 1 oder 4.8 zu 1 verhalten.

Methode von Dalton etc.

β) Eisschmelzung. Statt, wie bei der vorliegenden Methode die aus einem Brennstoff entwickelte Wärme behuf ihrer Messung an Wasser zu binden, hat man sie auch zum Schmelzen von Eis (calorimetrische Methode von Dalton, Laplace, Lavoisier, Miller), sowie zum Erwärmen von Luft verwandt (Marcus Bull, Stöckhardt).

Lufterwärmung.

Methode von Karmarsch u. A.

γ) Wasserverdampfung. Ermittlung der Wassermenge, welche 1 Gewichtsquantum Brennmaterial in Dampf (nach Brix von 110 bis 115°, nach Hartig von 150°) werwandelt, ein für technische Zwecke,

namentlich für Dampfkesselfeuerungen im Grossen, in Dampfkesseln öfters ausgeführtes Verfahren (Brix[1]), Karmarsch[2]), Johnson[3]), de la Bèche und Playfair[4]), Hartig[5]), Stein[6]), Zeh[7]). Zum Vergleich der Brix'schen mit den Hartig'schen Zahlen müssen letztere mit 0.923 multiplicirt werden. Bolley[8]) hat zur Heizkraftbestimmung ein Dampfcalorimeter im kleinen Massstabe construirt.

Vergleichungsweise producirt bei gewöhnlichen Feuerungen und bei einer Temperatur des Speisewassers von 50° 1 Thl. lufttrockenes Holz 2.4, trockner Torf 4.2, Torf mit 20 Proc. Wasser 3.1, Braunkohlen 3.9, beste Steinkohle 7—9, mittlere Steinkohle 6—7, schlechte Steinkohle 4—6, Cokes mit 15 Proc. Asche 5.2 Thle. Dampf. Die Ergebnisse solcher Versuche hängen natürlich sehr von der Art ihrer Ausführung und den verwandten Brennmaterialien ab, deren Zusammensetzung, z. B. bei Steinkohlen, von ein und demselben Flötz beträchtlich variiren kann.

δ) Auf das Welter'sche Gesetz basirte Methoden und zwar:

a) Analytisch-chemisches Verfahren. Das Brennmaterial wird einer organischen Analyse[9]) unterworfen und berechnet, wie viel Sauerstoff einer Gewichtseinheit davon zur völligen Verbrennung zugeführt werden muss, wobei man aber den im Brennstoff gefundenen Sauerstoffgehalt an Wasserstoff bereits zu Wasser verbunden annimmt (Scheerer, Peters, Stein[10]). Analytisches Verfahren.

Wie bereits (S. 48) bemerkt, erfolgen selbst bei genauen Durchschnittsanalysen der Brennstoffe bei der Berechnung unrichtige Resultate, weil neueren Untersuchungen zufolge zusammengesetzte Gase nicht denselben Werth geben, wie deren Elemente für sich berechnet. Während Sumpfgas, CH_2, 13063 Wärmeeinheiten liefert, geben dessen Bestandtheile für sich 14500 W.-E. Brennbare Gase liefern verlässlichere Resultate. Man fand für Generatorgase aus Holzkohle 1767, Holz 5365, Torf 3130 und Cokes 1327 W.-E.

b) Docimastische Probe nach Berthier. Man mengt zu einer 2—4fachen Probe jedesmal 1 Grm. feinzertheiltes genau abgewogenes Brennmaterial in der Mengkapsel (Fig. 16. S. 36) oder im Schmelzgefässe innig mit 40—50 Grm. feingesiebter, von Bleikörnchen freier Glätte, giebt der Masse in einer Bleitute (Fig. 11. S. 35) eine Decke von noch 20—25 Grm. Glätte und bringt dieselbe im bedeckten Zustande im Muffelofen, nachdem dessen Mündung mit Kohlen zugelegt, rasch zum Rothglühen, wobei durch die oxydabeln Bestandtheile des Brennstoffes metallisches Blei reducirt wird, welches als König erfolgt, wenn man die Tute nach etwa $^3/_4$stündiger Schmelzzeit aus der Muffel nimmt, erkalten lässt und aufschlägt. Die Probe erfordert sorgfältige Leitung der Temperatur und inniges Mengen des scharf abgewogenen Brennstoffs mit der Glätte.[11]) Berthier's Probe.

Da nach dem Welter'schen Gesetze die absoluten Wärmeeffecte mit den aufgenommenen Sauerstoffmengen, die wieder den aus der Glätte abgeschiedenen Bleiquanten entsprechen, im Verhältniss stehen, so geben die Gewichte der Bleikönige, welche beim Behandeln gleicher Mengen verschiedener Brennstoffe mit Bleiglätte erfolgen, das Verhältniss der absoluten Wärmeeffecte an, wobei zur Ver-

1) Brix, Unters. über d. Heizkr. d. wichtigst. Brennst. des Preuss. Staates. Berlin 1853. 2) Mitth. d. Hann. Gew.-Ver. 1835, S. 311. 3) Verhandl. d. Gew.-Ver. z. Beförder. d. Gewerbfleisses in Preussen 1846, S. 137. 4) Dingl. 110, 212, 263; 114, 345. 5) Hartig, Unters. über d. Heizkr. der Steinkohlen Sachsens. Leipzig 1860. 6) Chem.-techn. Unters. d. Steinkohlen Sachsens. Leipzig 1857. 7) Kerpely's Fortschr. 2, 48. 51. 8) Schweiz. polyt. Ztschr. 1865. 9) Rammelsberg's quant. chem. Analyse 1863, S. 273. 10) Wagn. Jahresber. 1868, S. 790. Dingl. 135, 461. Berggeist 1859, No. 15, 66. Ztschr. d. Ver. deutsch. Ingenieure 2, 223. 11) B. u. h. Ztg. 1862, S. 148.

gleichung dienen kann, dass 1 Thl. reiner Kohlenstoff 34 (genauer 34.52) Thle. Blei reducirt. Nennt man p das Gewicht des erhaltenen Bleikönigs, so ist der absolute Wärmeeffect des betreffenden Brennmaterials in Vergleich zur Einheit, zum Kohlenstoff, $= \frac{p}{34}$ und in Wärmeeinheiten ausgedrückt $= 7800 . \frac{p}{34} = 230 . p$ oder $\frac{8080}{34} p = 238 . p$ Wärmeeinheiten, je nachdem man den absoluten W.-E. des Kohlenstoffes nach älteren Rumford'schen oder den neueren Angaben von Favre und Silbermann annimmt (S. 48).

Mängel der Probe. Die nach dieser Probe erhaltenen Resultate[1]) können nicht genau sein, sondern sind nur annähernde, was seinen Grund in dem Hinfälligwerden des Welter'schen Gesetzes hat (S. 48), in Folge dessen die ermittelten Wärmeeffecte gegen andere genaue calorimetrische Bestimmungen bei wasserstoffreicheren Brennstoffen um ein Drittel bis die Hälfte zu niedrig ausfallen; die Resultate nähern sich aber um so mehr der Wahrheit, je ärmer der Brennstoff an freiem Wasserstoff und je reicher an Kohlenstoff er ist, wo dann das Verfahren bei grosser Bequemlichkeit und rascher Ausführbarkeit für die Praxis völlig brauchbare Resultate giebt, besonders wenn dasselbe bei verschiedenen Sorten ein und desselben Brennstoffes angewandt wird.[2]) Ein Wasser- und Schwefelkiesgehalt influirt auf das Proberesultat. Hinrichs[3]) berechnet nach dem Wasser- und Aschengehalt das reducirte Blei auf das Gewicht der in den Brennmaterialien erhaltenen brennbaren Stoffe.

Strohmeyer's Modification. Strohmeyer verbrennt das Probematerial nach Art einer organischen Analyse mit Kupferoxyd, wobei sich eine, dem abgegebenen Sauerstoff entsprechende Menge von metallischem Kupfer erzeugt. Diese giebt beim Behandeln des Rückstandes mit Eisenchloridlösung Eisenchlorür, welches mit Chamäleon titrirt wird.

Von den angeführten Methoden werden für die Praxis hauptsächlich die Wasserverdampfung und Berthier's Probe, umständlicher die Berechnung aus der Analyse angewandt.

Beispiele. In wie weit die Resultate der Praxis von den theoretisch gefundenen abweichen können, ergeben folgende von Dürre[4]) mitgetheilten Beispiele:

a) Beim Umschmelzen des Roheisens in Tiegeln verbraucht man auf 100 Pfd. (50 Kil.) Roheisen im allergünstigsten Fall 80 Pfd. Cokes. Nach der Formel

$W = Q . t . w$, worin

Q = Quantum flüssig herzustellenden Roheisens = 1 Pfd.

t = Schmelztemperatur des Roheisens = 1500° C.

w = Coëfficient der specifischen Wärme des Roheisens bei dieser Temperatur = 0.146484,

ist die zum Schmelzen von 1 Pfd. Roheisen erforderliche Wärmemenge

$W = 1 . 1500 . 0.146484 = 220$ Wärmeeinheiten oder für 100 Pfd. Roheisen = 22000 Calorien. Da nun zu Kohlenoxydgas verbrennender Kohlenstoff (wie dieses in vorliegendem Falle der Hauptsache nach stattfinden dürfte) 2400 Pfd. Wärmeeinheiten pro Pfd. Kohlenstoff giebt (S. 48), so entwickelt 1 Pfd. Cokes mit 80 Proc. Kohlenstoff 1920 Wärmeeinheiten. Bei einem Vergleich dieses Werthes mit dem pro 100 Pfd. Roheisen berechneten Wärmeaufwand erweisen sich als für den Tiegelguss nothwendig $\frac{22000}{1920}$ Pfd. Cokes pro 100 Pfd. Roheisen oder 11.4 Pfd. von 80 Proc. Kohlenstoffgehalt. Da in Wirklichkeit aber 80 Pfd. verbraucht werden, so ergiebt sich der bedeutende Wärmeverlust von 85.75 Proc. beim Schmelzen in Folge der Leitungsverluste nach der Esse hin und durch das Missverhältniss der Tiegeloberfläche und der zu heizenden Fläche des Ofeninnern.

b) In Cupoloöfen, worin der Kohlenstoff theilweise zu Kohlensäure, theilweise zu Kohlenoxydgas verbrennt, beträgt der Mehrverbrauch an Brennstoff das 2—3fache von dem theoretisch erforderlichen in Folge der Strahlungsverluste durch den Ofenmantel und die Leitungsverluste in den Gichtgasen.

1) Knapp, chem. Technologie 1, 301, 302. 2) B. u. h. Ztg. 1864, S. 392. 3) B. u. h. Ztg. 1868, S. 138. 4) Dessen Giessereibetrieb 2, 16. 148. B. u. h. Ztg. 1870, S. 195.

c) In Flammöfen steigt der Mehrverbrauch an Brennstoff bis auf das 16fache von dem theoretisch erforderlichen wegen grösseren Strahlungsverlustes durch die ausgedehntere Ofenoberfläche und der erforderlichen Erhitzung der Verbrennungsluft und der Verbrennungsproducte, welche bei ihrer Geschwindigkeit die Wärme nur unvollständig abgeben.

Von besonderer Wichtigkeit sind die calorischen Untersuchungen von Schinz, welche sich erstrecken: auf den Verbrennungsprocess; auf die Contactfläche und den Einfluss der Temperatur; auf die specifische, latente und Verbindungswärme der im Ofen auftretenden Körper; auf die Transmission der Wärme durch die Ofenwände; auf den Eisenhohofenprocess selbst, sowie auf den Zustand der Schmelzsäule. Diese in Schinz' Wärmemesskunst, dessen pyrotechnischer Rundschau, den Documenten betr. den Eisenhohofen, den Studien über den Eisenhohofenbetrieb in Dingler's Journal u. a. niedergelegten Arbeiten sind von Dürre in seinem Handbuch des Giessereibetriebs, Bd. 2. S. 281, im Auszug mitgetheilt und auf den Cupolo- und Flammofenbetrieb übertragen.

Spec. W.-E.

b) Specifischer Wärmeeffect. Derselbe drückt die relativen Wärmemengen aus, welche gleichgrosse Volumina verschiedener Brennstoffe liefern, und ergiebt sich, wenn man den absoluten Wärmeeffect mit den specifischen Gewichten der Brennstoffe multiplicirt. Letztere werden dadurch ermittelt, dass man ein bestimmtes Volumen des Brennstoffes (Scheffel, Tonne, Hektoliter) zu verschiedenen Malen wägt, aus den erfolgenden Zahlen den Durchschnitt nimmt und letztere Zahl durch das Gewicht eines gleichen Volumens Wassers dividirt. 1 preuss. Cbkf. Wasser wiegt 61.74 Pfd. à 0.5 Kil.

Im Allgemeinen steigert ein dichterer, schwererer Brennstoff die auf eine bestimmte Zeiteinheit bezogene Leistung, die Production steigt und Verwaltungs- und Aufsichtskosten vertheilen sich auf eine grössere Summe verkäuflicher Producte, in Folge dessen der Gewinn zunimmt.

Pyrometr. W.-E.

c) Pyrometrischer Wärmeeffect oder Verbrennungstemperatur, welche sich in den vom Brennmaterial und der zugeführten Luft entstehenden Verbrennungsproducten erzeugt. Derselbe hängt, wenn die Menge der entwickelten Wärme gleich bleibt, von der Zusammensetzung des Brennstoffes und demgemäss von den die Wärme beim Verbrennen desselben aufnehmenden Verbrennungsproducten hinsichtlich ihrer Menge, ihres Druckes und ihrer specifischen Wärme (der Fähigkeit, bei Aufnahme einer bestimmten Wärmemenge eine mehr oder weniger hohe Temperatur anzunehmen) ab, sowie namentlich auch von der durch den auftretenden Wasserdampf absorbirten Wärme.

Der pyrometrische Wärmeeffect lässt sich bestimmen

Berechnungsweise

α) durch Berechnung[1]), indem nach den von Scheerer entwickelten Formeln die Verbrennungstemperatur eines einfachen Körpers in Sauerstoff gleich ist seinem in Wärmeeinheiten ausgedrückten absoluten Wärmeeffect, dividirt durch das Product aus dem Gewichte seines Verbrennungsproductes und dessen specifischer Wärme. Bei zusammengesetzten Substanzen muss die Division in obigem Ausdrucke durch die Summe der Producte aus den Mengen der einzelnen Verbrennungsproducte und ihren specifischen Wärmen geschehen.

1) Scheerer, Met. 1, 145. 385. Percy-Knapp, Met. 1, 62. Knapp, chem. Techn. 1, 306. Fresenius in Wagn, Jahresb. 1868, S. 790. Rammelsberg, Met. 1865, S. 60. Debray in B. u. h. Ztg. 1863, S. 333. Schinz in Dingl. 142, 261; B. u. h. Ztg. 1857, S. 75.

Mit der Vergrösserung des absoluten Wärmeeffectes, z. B. durch Verbrennung einer grösseren Quantität Brennstoff in einer Zeiteinheit, steigert sich auch die Temperatur, und sind in dieser Beziehung Porosität und Vertheilung des Brennstoffs, Strahlung und Temperatur der Verbrennungsluft u. s. w. von Einfluss.

Bei Anwendung von Luft statt Sauerstoffs sinkt die Verbrennungstemperatur, da das Stickgas einen Theil der entwickelten Wärme aufnimmt und muss bei der Rechnung die Quantität des abgeschiedenen Stickstoffs, sowie die mittlere Temperatur in Rücksicht gezogen werden, welche durch Mischen desselben mit den Verbrennungsproducten entsteht.

Auf Grund solcher Berechnungen erhielt Scheerer folgende Temperaturen beim Verbrennen von:

	in Sauerstoff	in Luft	Nach Knapp
Kohlenstoff zu Kohlensäure	9873°	2458° C.	(10179 u. 2703°)
„ „ Kohlenoxyd	—	1310° „	
			Nach Bunsen[1])
Kohlenoxydgas	5316—7090°	2121—2828° C.	(3033 u. 1997°)
Oelbildendes Gas . . .	6308°	2290° C.	
Sumpfgas	4766°	1935° „	
			Nach Bunsen
Wasserstoff	4073°	2080° „	(2844 u. 2024°)

Einfluss der Wasserdampfbildung.

Aus diesen Zahlen ergiebt sich, dass während Wasserstoff einen 4mal so grossen absoluten Wärmeeffect besitzt als Kohlenstoff, hinsichtlich des pyrometrischen W.-E. sich ein umgekehrtes Verhältniss von 1 : 2.15 herausstellt, was seinen Grund darin hat, dass der beim Verbrennen des Wasserstoffes entstandene Wasserdampf eine beinahe viermal so grosse Wärmemenge bindet, um bis zu einem gewissen Grade erhitzt zu werden, als die Kohlensäure, und dazu noch 1 Thl. Wasserstoff 9 Theile Wasserdampf, 1 Thl. Kohlenstoff nur $3^2/_3$ Thle. Kohlensäure giebt. Man wird deshalb zur Erzeugung hoher Temperaturen möglichst kohlenstoffreiche Brennmaterialien (verkohlte, Anthracit) anwenden, während für mindere Temperaturen (z. B. Abdampfprocesse) wasserstoffreiche Brennstoffe gut nutzbar sind, weil der entstandene Wasserdampf Gelegenheit findet, seine Wärme den zu erwärmenden Substanzen mitzutheilen.

Um eine Correction wegen des Wasserdampfes vorzunehmen, hat man zu berücksichtigen, dass die zur Verdampfung 1 Gew.-Thls. 100° heissen Wassers erforderliche Wärmemenge etwa $5^1/_2$ mal so gross ist, als diejenige, welche zur Erhitzung 1 Gew.-Thls. Wassers von 0—100° erforderlich. Man braucht deshalb nur die ganze Menge des im Brennmaterial vorhandenen hygroskopischen und gebundenen, sowie des durch die Verbrennung entstandenen Wassers mit $5^1/_2 \times 100 = 550$ zu multipliciren und das erhaltene Product von dem absoluten Wärmeeffect abzuziehen.

Temperaturerniedrigung durch Kohlenoxydgasbildung.

Dadurch, dass Kohlensäure mit 2458° Verbrennungstemperatur in Berührung mit glühendem Kohlenstoff in Kohlenoxydgas übergeht, sinkt die Temperatur um 2458—1310 = 1148°, weshalb man zur Erzielung sehr hoher Temperaturen z. B. in Eisenhohöfen eine derartige Umwandlung der ursprünglich erzeugten Kohlensäure möglichst vermeiden muss (dichtes Brennmaterial, stark erhitzte und gepresste Gebläseluft u. s. w.). Dass Kohlenoxydgas beim Verbrennen eine höhere Temperatur hervorbringen kann, als Kohlenstoff, hat wohl seinen Grund in dem hohen absoluten Wärmeeffect des ersteren und dem Umstande, dass beim Verbrennen in der Luft 1 Thl. Kohlenoxydgas 2.47 und 1 Thl. Kohlenstoff 12.57 Thle. gasförmige Verbrennungsproducte giebt.

Wirkung eines Luftüberschusses.

Wie bereits bemerkt, wird ausser durch den Wassergehalt durch den Stickstoffgehalt der Luft die Temperatur herabgestimmt und in gleicher Weise nachtheilig wirkt ein Luftüberschuss und muss man in der Praxis bei Anwendung fester Brennstoffe zwischen zwei Uebeln wählen, entweder bei vollständiger Verbrennung und Luftüberschuss eine niedrigere Verbrennungstemperatur zu erhalten, oder ohne Luftüberschuss eine höhere Verbrennungstemperatur zu erzielen, aber bedeutenden Verlust an gar nicht entwickelter Wärme zu haben. Erfahrungsmässig genügt nämlich zur völligen Verbrennung die theoretische Luftmenge für

1) Poggend. Ann. 131, 161.

		Cbkm. Luft von 0°	Cbkm. Luft von 15° C.	Cbkm. Sauerstoff von 0°	Cbkm. Sauerstoff von 15° C.
1 Kilogr.	Kohlenstoff	9.20	9.70	5.60	5.90
1 „	Wasserstoff	26.60	28.00	1.87	1.97
1 „	Cokes	8.56	9.03		
1 „	Holzkohle	8.59	9.06		
1 „	Anthracit	9.07	9.57		
1 „	Steinkohle	8.58	9.05		
1 „	Braunkohle, trocken	6.98	7.36		
1 „	Torf, trocken	6.98	7.36		
1 „	Torf, mit 16 Proc. Wasser	5.29	5.57		
1 „	Holz, trocken	6.17	6.51		
1 „	Holz, mit 20 Proc. Wasser	4.94	5.21		

nicht, sondern es bedarf wenigstens einer doppelten Menge. Nur bei Anwendung von Gasfeuerung hat man die Regulirung des Luftzutrittes, somit eine vollkommene Verbrennung ohne Luftüberschuss in der Gewalt und es steigert, sowohl bei solchen Gasen, als auch bei festem Brennmaterial ein Vorwärmen der Luft den pyrometrischen Wärmeeffect. Da die Temperatur der Verbrennungsgase im umgekehrten Verhältnisse mit dem davon eingenommenen Raume steht, so lässt sich die Temperatur dadurch erhöhen, dass man die Gase verhindert, sich sofort nach ihrer Entstehung auf den gewöhnlichen Atmosphärendruck auszudehnen.

Widersprüche der Theorie u. Praxis.

Da die durch Berechnung erhaltenen Verbrennungstemperaturen nicht auf ganz sicheren Grundlagen beruhen (Unsicherheiten in der Ermittelung des absoluten Wärmeeffectes und der specifischen Wärme der Verbrennungsproducte, Wechseln der beim Verbrennen entstehenden Zersetzungsproducte aus den Brennstoffen in den einzelnen Perioden der Verbrennung und nach der herrschenden Temperatur u. s. w.). so muss vorsichtig davon Gebrauch gemacht werden und es erklären sich daraus die öfteren Widersprüche der Theorie und Praxis.

Die von Scheerer angegebenen Zahlen sind als Maxima anzusehen, welche sich in der Praxis nicht in aller Strenge bewähren, aber doch eine Vergleichung der Effecte verschiedener Brennstoffe zulassen. Nach Scheerer ist die höchste Temperatur eines Eisenhohofens zu 3300—3400° C. berechnet, von Tunner zu 1900 bis 2500° C. festgestellt und nach Aubel[1]) zu 3000° anzunehmen, bei welcher Nickel und Platin schmelzen, Iridium aber nur frittet, bei Anwendung heisser Gebläseluft vielleicht auch schmilzt. Die Temperatur des Holzkohlenhohofens zu Wasseralfingen wurde zu 2774°, des Gaspuddelofens zu 2692 und des Gasschweissofens zu 3100° C. ermittelt. In der Temperatur des Porzellangutfeuers verflüchtigen sich nach Elsner[2]) Kohlenstoff, Platin, Gold, Silber, die Oxyde des Nickels, Kupfers, Urans, Eisens, Kobalts, Mangans und Chroms. In Deville's Kalkofen schmilzt in einem Gemisch von Leuchtgas und Sauerstoff Platin in grösseren Mengen, während Gold, Palladium, Kupfer und Silber sich verflüchtigen, Eisen und ein Theil Kupfer vom Kalk verschlackt werden.

Schattenseite der Pyrometer.

β) Durch Pyrometer.[3]) Die Angaben derselben sind meist mehr relative (Pyroskope), als absolute, indem sie nachweisen, ob z. B. in einem Ofen ein und dieselbe Temperatur herrscht. Dieselben sind schwer mit einem Normalinstrument zu vergleichen und die Angaben werden durch den häufigen Einfluss der Hitze auf die Instrumente noch unzuverlässiger. Andere genauere Instrumente sind wieder schwer auszuführen, kostspielig oder können nur von Personen gehandhabt werden, welche in physikalischen Beobachtungen geübt sind. Welche Differenzen je nach der gewählten Untersuchungsmethode möglich sind, zeigen einige der S. 55 mitgetheilten Schmelzpunkte der Metalle.

Einrichtung der Pyrometer.

Die Pyrometer sind auf verschiedene Principien basirt, wie folgende Beispiele zeigen:

a) Pyrometer, bei denen die Ausdehnung eines Stoffes (Metall, Thon, Luft) zum Massstab dient. Von den Metallpyrometern, welche bei Temperaturen über Rothgluth bleibende Ausdehnungen erleiden können, finden auf

1) Dingl. 165, 278. 2) Erdm. J. 99, 257. 3) Citate in Kerl's Met. 1, 228—236.

Hütten für mindere Temperaturen (z. B. die des Gebläsewindes) Quecksilberpyrometer, bis 360° C. getheilt, und Zeiger-Pyrometer Anwendung.[1]) Wedgewood's Thonpyrometer ist nur als Pyroskop zu verwenden und kann zu grossen Irrthümern Veranlassung geben, weil sich Thon auf ganz gleiche Weise zusammenzieht, wenn man denselben kürzere Zeit einer intensiven und längere Zeit einer minderen Temperatur aussetzt. (0° Wedg. = 1077.5° F. = 580° C., 1° Wedg. = 132° F. = 73⅓° C.) Das Luftpyrometer von Petersen und Pouillet giebt hinreichend genaue Resultate, ist aber schwer auszuführen, kostspielig und erfordert einen sehr geübten Experimentator. Bei der neuerdings beobachteten Durchdringlichkeit des bei den Experimenten anzuwendenden Platingefässes von Gasen hat man die dabei gefundenen Resultate angezweifelt.[2]) Becquerell machte seine Bestimmungen mit einem Porzellanballon.[3])

b) Pyrometer, welchen bekannte Schmelzpunkte von Metallen und Legirungen zu Grunde liegen. Dieselben, auf Hüttenwerken wegen ihrer Einfachheit und Bequemlichkeit häufig angewandt, geben nicht immer in Thermometergraden zuverlässig ausdrückbare Resultate, da die Schmelzpunkte einzelner Metalle noch nicht mit Sicherheit bekannt sind und die Schmelzpunkte der Legirungen nicht den berechneten mittleren Schmelzpunkten entsprechen. Dieses Verfahrens[4]) bedienten sich z. B. Plattner zur Ermittlung der Temperatur von Hüttenproducten, Tunner, Fernqvist und Rinmann einer solchen im Eisenhohofen, Violette derselben in den Vercokungsöfen, zur Temperaturmessung der erhitzten Gebläseluft u. dergl.

c) Pyrometer, bei welchen die Temperatur des Wassers gemessen wird, welche dasselbe beim Eintauchen eines der betreffenden Ofenhitze ausgesetzt gewesenen Metalles (Platin, Eisen) annimmt. Bei diesem in der hüttenmännischen Praxis zuweilen mit Vortheil anzuwendenden einfachen Verfahren rechnet man nach folgender Formel:

$$T = \frac{P}{p \cdot c}(t' - t) + t, \text{ worin:}$$

T die zu ermittelnde Temperatur, P das Gewicht des angewandten Wassers, c die specifische Wärme des Platins oder Eisens gegen jene des Wassers als Einheit, t die Temperatur des Wassers vor und t' nach dem Eintauchen, p das Gewicht des Platin- oder Eisenbarrens. Es bietet meist grosse Schwierigkeiten und beeinträchtigt die Genauigkeit des Resultates, dass sich der Körper nicht ohne grossen Wärmeverlust aus dem Ofen ins Wasser bringen lässt. Doch hat man das Verfahren mit einiger Sicherheit z. B. auf Eisenhütten zur Ermittlung des Schmelzpunktes oder der Giesshitze des Roheisens angewendet.[5])

d) Thermoelektrische Pyrometer[6]) von Steinheil, Pouillet, Schinz[7]) u. A. angewandt, erfordern einen geschickten Experimentator und die in ihnen erregten und messbaren elektrischen Ströme sind den Temperaturen nicht immer durchaus proportional. Siemens' neuestes Instrument[8]) basirt auf die Eigenschaft reiner Metalle bei Zunahme der Leitungswiderstände für Wärme elektrischen Strömen mehr zu widerstreben.

e) Sonstige Pyrometer beruhen noch auf photometrischen Messungen;[9]) Schinz[10]) misst die Wärmeleitungsfähigkeit der Ofenwände, sowie die Temperatur an deren Aussenfläche, und berechnet daraus die im Ofen herrschende Temperatur; Lamy[11]) hat auf Dissociationserscheinungen ein Instrument basirt u. dergl. m.

Tabelle der Schmelzpunkte, Glühegrade und Wärmeeffecte.

In der nachstehenden Tabelle finden sich die Wärmeeffecte von Brennmaterialien[12]) nach Scheerer's Ermittlungen, die Glühegrade, sowie die Schmelzpunkte von Metallen und Hüttenproducten meist nach Plattner's Versuchen zusammengestellt.

---

1) Pyrometer von Bussius in B. u. h. Ztg. 1862, S. 88; von Oechsle ebend. 1870, S. 307; von Bock in Dingl. 195, 312; von Schäffer u. Budenberg nach Gauntelett's Construction in Percy-Wedding's Eisenh. 2, 164. Berggeist 1870, No. 88. 2) Erdm. J. 91, 72. 3) Chem. Centralbl. 1864, No. 10; B. u. h. Ztg. 1870, S. 448. 4) Plattner in Merbach's erwärmter Gebläseluft 1840, S. 288. Tunner in Leobener Jahrb. 1860, Bd. 9, S. 290; B. u. h. Ztg. 1860, S. 208. Fernqvist und Rinmann in B. u. h. Ztg. 1865, S. 439. Heeren in B. u. h. Ztg. 1862, S. 118. Violette in Dingl. 123, 117. Percy-Wedding's Eisenhüttenkunde 2, 299. 5) Berggeist 1870, No. 88. 6) B. u. h. Ztg. 1856, S. 165. 7) Dingl. 179, 486. 8) Berggeist 1870, No. 88. Dingl. 198, 394; 201. 9) Polyt. Centr. 1863, S. 342. 10) Dingl. 163, 321. 11) Dingl. 194, 209. 12) Angaben über Wärmeeffecte: Berggeist 1867, No. 42. Polyt. Centr. 1861, S. 476; 1868, S. 498. Heizkraftbestimmung durch Essengase in Dingl. 184, 240; 185, 27. Scheurer-Kestner, Civilingenieur 1869, S. 111. Kerpely, Fortschr. 3, 28.

	Schmelztemperatur nach C.	Glühegrade nach C.	Wärme-Effecte Absol. C = 1.	Specifischer C = 1.	Pyrom. nach C.
Zinn	228				
Wismuth	264				
Thallium	290				
Cadmium (nach anderen Angaben 455°; Siedepunkt nach Becq. 891°)	320				
Blei	335				
Zink (Siedepunkt nach Becq. 891°, nach Deville 1040°)	412				
Antimon	432				
Anfangendes Glühen	. . . .	525			
Dunkelrothgluth	. . . .	700			
Aluminium	700				
	. . . .	800			
	. . . .	900			
	954				
Völlige Kirschrothgluth	. . . .	1000			
Silber (nach Becq. 916°)	1000				
Kupferstein	1002				
Bleistein	1027				
Schwarzkupfer	1027				
Rohstein	1047				
Bleispeise	1062				
Kupfer (Bronze 900°, Messing 1015°)	1090				
Gold (nach Becq. 1037°)	1200				
Helles Glühen	. . . .	1200			
	. . . .	1300			
	1315—1330				
	1330—1360				
	1345				
	1390—1430				
	. . . .	1400			
Blendende Weissglühhitze	. . . .	1500—1600			
Gasförmige Brennmaterialien und zwar:					
Gichtgase. Holzkohlengas I	. . . .	. . . .	0.061	0.000105	1250
			0.108	0.000140	1675

	Schmelztemperatur nach C.	Glühegrade nach C.	Wärme-Effecte Absol. C = 1.	Specifischer C = 1.	Pyrom. nach C.
Gichtgase. Holzkohlengas II			0.060	0.000078	1075
			0.080	0.000104	1450
„ Cokesgas			0.077	0.000100	1275
			0.107	0 000139	1750
„ Steinkohlengas			0.162	0.000211	1475
			0.205	0.000267	1850
Generatorgase, Holzkohlengas			0.079	0.000103	1250
			0.115	0.000150	1775
„ Holzgas I			0.095	0.000124	1325
			0.136	0.000177	1850
„ Holzgas II			0.084	0.000109	1150
			0.124	0.000161	1575
„ Torfgas			0.063	0.000082	1075
			0.092	0.000120	1525
„ Cokesgas			0.075	0.000098	1250
			0.110	0.000143	1775
Roheisen (	1500—1700				
„ er	1600				
„ nach Tunner	1700				
Palladium (n. Becq. 1360—1380)	1600				
Nickel (1600°)					
Wolfram (1700°)					
Mangan (nach John 1500, nach Becq. 1600°)					
Uran und Molybdän (1600°)					
Chrom (1700°)					
Holz, lufttr., mit 20 Proc. hygrosk. Feuchtigkeit			0.36		1575
„ halbgedarrt mit 10 Proc. hygrosk. Feuchtigkeit			0.41		1675
„ grosk. Feuchtigkeit			0.47		1750
„ lienische Pappel				0.14	
„				0.16	
„ Lärche				0.17	
„ Baumweide				0.18	
„ Saalweide				0.19	
„ Kiefer, Erle				0.20	
„ Rothbuche, Rosskastanie, Ulme				0.21	

	Schmelztemperatur nach C.	Glühegrade nach C.	Wärme-Effecte Absol. C = 1.	Wärme-Effecte Specifischer C = 1.	Wärme-Effecte Pyrom. nach C.
Holz, Ahorn, Birke, Vogelbeere	. . . .	. . . .	. .	0.23	
„ Esche	. . . .	. . . .	. .	0.24	
„ Stieleiche	. . . .	. . . .	. .	0.25	
„ Steineiche	. . . .	. . . .	. .	0.26	
„ Weissbuche	. . . .	. . . .	. .	0.28	
Torf, nicht völlig lufttrocken, 30 Proc. hygrosk. Feuchtigkeit, 10 Proc. Asche	. . . .	. . . .	0.35	. . .	1500
			0.37		1575
„ bester lufttrockener 25 „ „ „ ohne „	. . . .	. . . .	0.45	. . .	1675
			0.47		1750
„ gedarrter ohne „ „ 15 Proc. „	. . . .	. . . .	0.53	. . .	1875
			0.55		1975
„ bester gedarrter „ „ „ ohne „	. . . .	. . . .	0.62	. . .	1950
			0.65		2000
Stahl (nach Becq. 1300—1400°, nach Tunner 1850°)	1700—1900				
Braunkohle, lufttrockene, fasrige 20 Proc. hygrosk. Feuchtigkeit ohne Asche	. . . .	. . . .	0.47	0.54	1750
			0.48	0.55	1800
„ „ „ 20 „ „ „ u. 10 Proc. „	. . . .	. . . .	0.42		
			0.43		
„ „ erdige 20 „ „ „ ohne „	. . . .	. . . .	0.58	0.75	1875
			0.61	0.79	1975
„ „ „ 20 „ „ „ u. 10 Proc. „	. . . .	. . . .	0.52		
			0.55		
„ „ muschl. 20 „ „ „ ohne „	. . . .	. . . .	0.65	0.78	1925
			0.69	0.83	2050
„ „ „ 20 „ „ „ u. 10 Proc. „	. . . .	. . . .	0.58		
			0.62		
„ gedarrte fasrige 20 „ „ „ ohne „	. . . .	. . . .	0.60		1975
			0.61	. . .	2050
„ „ „ 20 „ „ „ u. 10 Proc. „	. . . .	. . . .	0.54		
			0.55		
„ „ erdige 20 „ „ „ ohne „	. . . .	. . . .	0.73		2025
			0.76	. . .	2125
„ „ „ 20 „ „ „ u. 10 Proc. „	. . . .	. . . .	0.66		
			0.69		

	Schmelztemperatur nach C.	Glühegrade nach C.	Wärme-Effecte Absol. C = 1.	Wärme-Effecte Specifischer C = 1.	Wärme-Effecte Pyrom. nach C.
Braunkohle gedarrte muschl. 20 Proc. hygrosk. Feuchtigkeit ohne Asche	. . . .	. . . .	0.81	. . .	2100
			0.85		2200
„ „ „ 20 „ „ „ u. 10 Proc. „	. . . .	. . . .	0.73		
			0.76		
Stabeisen (nach Becq. 1600°)	1900—2100				
Steinkohle, Sandkohle	. . . .	. . . .	0.75	1.00	2075
			0.79	1.06	2200
„ Sinterkohle	. . . .	. . . .	0.83	1.06	2100
			0.89	1.16	2250
„ Backkohle	. . . .	. . . .	0.87	1.10	2125
			0.93	1.17	2300
„ Anthracit	. . . .	. . . .	0.92	1.38	2250
			0.96	1.44	2350
Torfkohle, schlechteste, 10 Proc. hygrosk. Feuchtigkeit, 56 Proc. Asche . .	. . . .	. . . .	0.85	. . .	2050
„ beste lufttr. 10 „ „ „ 4 „ „ . .	. . . .	. . . .	0.33	. . .	2355
Holzkohle, lufttrockene Schwarzkohle, 12 Proc. hygrosk. Feuchtigk. 3 Proc. Asche	. . . .	. . . .	0.84	. . .	2365
„ völlig trockene 0 „ „ „ 3 „ „	. . . .	. . . .	0.97	. . .	2450
„ 10 „ „ „ 1½ „ „	. . . .	. . . .	0.64	. . .	2100
„ ohne „ „ 3 „ „	. . . .	. . . .	0.72	. . .	2200
„ ig trocken 3 Proc. Asche	. . . .	. . . .	. .	0.10	
„ Erlenkohle, „ „ 3 „ „	. . . .	. . . .	. .	0.13	
„ Eichenkohle, „ „ 3 „ „	. . . .	. . . .	. .	0.15	
„ Ahornkohle, „ „ 3 „ „	. . . .	. . . .	. .	0.16	
„ Rothtannenkohle, „ „ 3 „ „	. . . .	. . . .	. .	0.17	
„ Rothbuchenkohle, Weissbuchenkohle, Ulmenkohle desgl. . . .	. . . .	. . . .	. .	0.18	
„ Eschenkohle	. . . .	. . . .	. .	0.19	
„ Birkenkohle	. . . .	. . . .	. .	0.20	
Cokes, guter, 10 Proc. hygrosk. Feuchtigkeit, 5 Proc. Asche . . .	. . . .	. . . .	0.84	. . .	2350
„ sehr guter, 5 „ „ „ 3 „ „ . . .	. . . .	. . . .	0.92	. . .	2400
„ „ „ 0 „ „ „ 3 „ „ . . .	. . . .	. . . .	0.97	. . .	2450
„ Sandcokes 0 „ „ „ 5 „ „ . . .	. . . .	. . . .	. .	0.46	
„ Sintercokes 0 „ „ „ 5 „ „ . . .	. . . .	. . . .	. .	0.41	
„ Backcokes 0 „ „ „ 5 „ „ . . .	. . . .	. . . .	. .	0.33	
Platin (nach Debray 2000°, nach Becq. 1460—1480°)	2534				
Iridium (2400°)					

Zu dieser Tabelle ist Nachstehendes zu bemerken:

1) Die oberen Zahlen bei den angegebenen Wärmeeffecten beziehen sich auf die Rumford'schen Ermittelungen, somit auf die Annahmen des Welter'schen Gesetzes; die unteren auf die neueren Bestimmungen der absoluten Wärmeeffecte von Wasserstoff und Kohlenstoff (S. 48).

2) Die Wärmeeffecte der gasförmigen Brennmaterialien entsprechen der nachfolgenden Zusammensetzung derselben:

	Gichtgase				Generatorgase				
	Holzkohlen I	Holzkohlen II	Cokes	Steinkohlen	Holzkohlen	Holz I	Holz II	Torf	Cokes
Stickstoff	63.4	59.7	64.4	56.3	64.9	53.2	55.5	63.1	64.8
Kohlenoxydgas	29.6	20.2	34.6	21.5	34.1	34.5	21.2	22.4	33.8
Kohlensäure	5.9	19.4	0.9	15.2	0.8	11.6	22.0	14.0	1.3
Grubengas	1.0	0.3	—	4.2	—	—	—	—	—
Wasserstoffgas	0.1	0.4	0.1	1.0	0.2	0.7	1.3	0.5	0.1
Elaylgas	—	—	—	1.8	—	—	—	—	—

3) Nach den Zahlen der Tabelle ist lufttrockenes Holz mit 1575° pyrometrischem Wärmeeffect nicht im Stande, Roheisen mit einem Schmelzpunkte von 1700° flüssig zu machen. Wenn dieses in der Praxis dennoch geschieht, so liegt der Grund darin, dass in den verschiedenen Stadien des Verkohlungsprocesses aus dem Holze Producte (gedarrtes Holz, Rothkohle, Schwarzkohle) entstehen, deren pyrometrischer Wärmeeffect den Schmelzpunkt des Roheisens übersteigt.

4) In den verticalen Columnen der Tabelle sind die noch immer am häufigsten bei Rechnungen u. s. w. benutzten älteren Schmelzpunktbestimmungen der Metalle und Hüttenproducte nach Plattner, Daniel u. A. aufgeführt, während in den horizontalen Columnen sich in Klammern die neueren Angaben von Becquerell, Pouillet u. A. befinden (s. S. 54). Verbrennendes Silicium liefert nach Jordan[1]) 6382.4, Eisen und Mangan 1268 W. E. (Bessemerprocess).

A. Rohe Brennmaterialien.

33. Holz. Dasselbe[2]) besteht

Nähere Bestandtheile.

a) aus Holzfaser (Cellulose) bei trockenem Holze 96 Proc., welche bei allen Hölzern nahezu dieselbe Zusammensetzung hat, nämlich 43.69 C, 6.23 H und 50.07 Sauerstoff nebst geringen Mengen Stickstoff, dagegen ein etwas abweichendes specifisches Gewicht, wonach man die Hölzer in harte (Eiche 0.7075, Buche 0.5907, Birke 0.6224, Ulme 0.5474); in weiche (Fichte 0.4716, Tanne 0.5550, Linde 0.4390, Weide 0.4873, Pappel 0.3931) und halbweiche (Esche 0.6440, Ahorn 0.6700, Birke 0.6224, Lärche 0.4735, Kiefer 0.5502, Erle 0.5001) eintheilt. Die massive Holzfaser ohne Poren hat nahe 1.5 sp. G.

b) Saft, etwa 4 Proc. in völlig trockenem Holze, bei Nadelhölzern harzig, bei Laubhölzern gerbsäurehaltig und bei Birken zuckerhaltig.

Man immt gewöhnlich an, dass das Holz durch Flössen an Aschengehalt zu-, an brennbaren Bestandtheilen abnehme. Nach Wunder's Untersuchungen[3]) ist letzteres nicht der Fall, sondern der verringerte Wärmeeffect des geflössten Holzes (100 Vol. ungeflösstes = 112.3 Vol. geflösstes Holz) kommt auf Rechnung des verringerten specifischen Gewichtes und der verminderten Flammbarkeit durch Einschluss von mehr Luft.

Der Aschengehalt hat seinen Sitz in den Saftbestandtheilen und beträgt in den gewöhnlichen Hölzern durchschnittlich 1 Proc., ist aber

1) Oest. Ztschr. 1870, No. 17.
2) Chevandier, Wertheim u. Exner, mechan. Eigenschaften des Holzes. Wien 1871.
3) Wagner's Jahresber. 10, 718.

in den verschiedenen Theilen des Baumes ungleich, im Stamm am kleinsten, in den Zweigen am grössten (0.15—2 Proc. und mehr). Die Asche enthält vorwaltend kohlensauren Kalk (bis 70 Proc.) und kohlensaure Alkalien (bis 20 Proc.), ausserdem schwefelsaure und Chloralkalien, ferner Kieselsäure und Phosphorsäure, Magnesia, Eisenoxyd, Thonerde und Manganoxydul. Der Phosphorsäuregehalt [1]) kann 1.46 bis 7.17 Proc. betragen.

c) Wasser, in der Zeit des Safttriebes am meisten, in der Stillstandsperiode der Vegetation am geringsten und in dieser deshalb vortheilhaft zu schlagen. Frisch gefälltes Holz enthält $^1/_3$—$^2/_5$ des Gewichts Wasser, im lufttrocknen Zustande 15—20 Proc. Beim Trocknen tritt eine Längsschwindung von etwa $^1/_2$ und eine Querschwindung von $1^1/_2$—6 Proc. ein.

Zusammensetzung. Die durchschnittliche Zusammensetzung des völlig trocknen Holzes beträgt aschenfrei 50 C, 6 H und 44 O, oder 50 C und 50 chemisch gebundenes Wasser, aschenhaltig 49.5 C, 6 H, 43.5 O und 1 Asche, lufttrocken 40 C incl. Asche, 40 chemisch gebundenes Wasser und 20 hygroskopisches Wasser. Nach anderen Angaben enthalten aschenfreie Hölzer:

Nadelhölzer	50.49 C,	6.25 H,	43.25 O
Laubhölzer	46.59 „	6.22 „	44.18 „
Durchschnitt	49.87 „	6.21 „	43.89 „

Unter fortwährendem Einflusse von Luft und Feuchtigkeit ändern sich Zusammensetzung (unter Abnahme von Sauer- und Wasserstoff reichert sich der Kohlenstoffgehalt an), Farbe und Flammbarkeit [2]), welche letztere immer mehr abnimmt. Man bezeichnet diese Veränderung mit Stocken, Modern, Verwesen, Schwammbildung.

Ankauf. Der Ankauf des Holzes ist sowohl nach dem Gewichte wegen des variirenden Feuchtigkeitsgehaltes, als auch nach dem Volum misslich, weil das Verhältniss zwischen Derbgehalt und Zwischenräumen der einzelnen Stücke sehr abweicht. Man sucht letzteres erfahrungsmässig so genau als möglich festzusetzen und kauft das Holz dann gewöhnlich dem Volumen nach an.

Anwendbarkeit. Dasselbe empfiehlt sich als Brennmaterial wegen seines geringen und gutartigen Aschengehaltes und der gleichbleibenden Beschaffenheit, giebt aber bei seinem Wasser- und hohen Sauerstoffgehalt die geringsten Wärmeeffecte.

Wärmeeffect. Lufttrocknes Holz reducirt 12—15, durchschnittlich 13.95 Thle. Blei, entspr. 3200 Wärmeeinheiten oder 0.41 Proc. Kohlenstoff. Nach Brix gab 1 Gwthl. Holz getrocknet 3.85—5.20 Thle. Dampf von 110—115° aus Wasser von 0°, durchschnittlich 3.68 und 4.44 Thle. bei ungetrocknetem und getrocknetem Holz.

Classification. **34. Torf.** [3]) Dieses jüngste fossile Brennmaterial, ein Product der Verwesung von Pflanzen unter dem Einfluss von Luft und Feuchtigkeit, lässt sich classificiren:

---

1) Oest. Ztschr. 1868, No. 31. 2) Dingl. 169, 118. 3) Kerl, Met. 1, 258. Knapp, chem. Techn. 1, 153. Percy-Knapp, Met. 1, 76. Muspratt-Kerl, techn. Chem. 3, 223. Vogel, der Torf, seine Natur und seine Bedeutung, München 1859. Walland, über Torf, dessen Gewinnung, Trocknung und Verkohlung. E. Schenk zu Schweinsberg, rationelle Torfverwerthung, 1862. Petzolt, zur Naturgeschichte der Torfmoore in Erdm. J. 83, 1; 86, 471. Senft, die Humus-, Marsch-, Torf- und Limonitbildung, Leipzig 1862. Werthbestimmung von Torfgründen im Bayr. Kunst- u. Gewbl. 1868, S. 351. Websky in Erdm. J. 92, 65. Dullo, Torfverwerthungen in Europa. Berlin 1861. Torfbenutzung in Baiern in Dingl. 190, 71.

1) Nach seinem Vorkommen in Wald-, Wiesen- und Hochmooren, welche ersteren im Wesentlichen aus vermoderten Bäumen und Gewächsen des Waldes bestehen, während letztere je nach den zur Torfbildung dienenden Pflanzenarten Moor-, Haide- oder Eriken- und Wiesentorf liefern. Vorkommen.

2) Nach dem Alter in jungen Torf mit noch entschieden hervortretender organischer Structur bei weisser, gelber, brauner oder schwarzer Farbe (Faser-, Wurzel-, Blätter-, Papier-, Rasentorf) und alten Torf mit dunkelbrauner bis pechschwarzer Farbe, fast ohne Spuren von organischer Textur, selten mit Einschlüssen von schwer zerstörbaren holzigen Theilen, bald erdig (Erd-, Moor-, Speck-, Baggertorf), bald dicht, politurfähig und von tiefschwarzer Farbe (Pechtorf). Alter.

3) Nach der Gewinnungsart und der Zubereitung. [1]) Die Torfarten besitzen nicht immer die für Hüttenzwecke erforderlichen Eigenschaften (gewisse Festigkeit und wenigen Wassergehalt) und es müssen dieselben deshalb häufig in einen dichteren Zustand versetzt werden, welchen das blosse Stechen nicht liefert. Man kann unterscheiden: Gewinnungsart.

a) Stechtorf[2]), jüngere Sorten, welche sich bei hinreichendem Zusammenhange in prismatischen Stücken (Torfziegeln, Soden) durch horizontalen oder verticalen Stich mittelst Stechschaufeln oder durch Stechmaschinen[3]) gewinnen lassen und in Haufen und Stellagen oder auf Hiefeln getrocknet werden (S. 45).

b) Baggertorf. Erdiger, schlammiger durch Baggern gewonnener Torf, welcher nach einigem Abtrocknen am Ufer des Moores auf einem geebneten Platze etwa 20 Cm. dick zum Austrocknen ausgebreitet, durch Schlagen und Treten gedichtet und in Soden zerschnitten wird, welche man in Haufen trocknet (Holland).

c) Schlag- und Modeltorf. Von Wurzeln, Fasern u. s. w. zusammengehaltener Erdtorf (Specktorf) wird zur Entfernung derselben und zur Dichtung durch Treten vorbereitet und die Masse in Formen geschlagen (Schlagtorf) oder in gitterartigen abgetheilten Holzrahmen geformt (Modeltorf), zuweilen auch in Soden geschnitten (Baiern, Salzburg, Bremen).

d) Maschinentorf.[4]) Zur Umwandlung wasserreicher lockerer Torfsorten in eine dichte, weniger feuchte Masse werden die Fasern mittelst maschineller Vorrichtung durch Messer (Torfmühlen) unter Zusatz von wenig Wasser zerschnitten, worauf man die steife Masse gut durcharbeitet, in Formen streicht und die Ziegel erst einer Lufttrocknung, dann einer künstlichen Trocknung unterwirft (Staltach). Weniger vortheilhaft ist es, beim Zerkleinern des Torfes viel Wasser zuzusetzen, den dünnen Brei einem Schlämmprocess zu unterwerfen, den Schlamm in Bassins etwas austrocknen zu lassen und denselben in Formen zu Ziegeln zu streichen, welche dann weiter getrocknet

---

1) Faller's Berg- u. hüttenm. Jahrb. 1861, Bd. 11. B. u. h. Ztg. 1862, S. 279; 1868, S. 398. Dingl. 168, 295. Zeitschr. d. Ver. deutsch. Ingen. 9, 162. Kerpely's Ber. 2, 70; 3, 41. Wagn. Jahresber. 12, 713. 2) Dingl. 156, 128, 303; 157, 39, 312. 3) Dingl. 176, 366. 4) Bergwerksfreund Bd. 22, No. 20. B. u. h. Ztg. 1860, S. 206, 320; 1864, S. 75. Polyt. Centr. 1865, S. 977; 1866, S. 99.

werden. (Früheres Verfahren im Haspelmoor in Baiern, zu Montauger nach Challeton, zu Rheims u. s. w.) Man erhält zwar ein dichtes Product, hat aber Verlust an Brennstoff und mehr Arbeit.

e) Presstorf. Den frischen oder auf nassem Wege durch maschinelle Vorrichtungen in Torfbrei verwandelten oder in trockenes Pulver übergeführten Torf unterwirft man einer Pressung in Formen zur Verminderung des Volums und zur Erhöhung des Brennwerthes. Guter Bagger-, Model- oder Schlagtorf kann bei grösserer Wohlfeilheit eben so gut als Presstorf sein.

α) Das Nasspressen [1]) sowohl von frischem als durch Zerreissen der Fasern unter Wasserzusatz präparirtem Torf ist meist wieder verlassen, weil in ersterem Falle sich das Wasser aus den elastischen Faserröhren selbst mit grossem Kraftaufwand nicht entfernen lässt und in letzterem Ziegel mit so dichter Oberfläche erhalten werden, dass beim Trocknen die Feuchtigkeit nur schwierig aus dem Innern entweichen kann. Das Modeln giebt gewöhnlich bei grösserer Billigkeit bessere Resultate.

β) Das Trockenpressen [2]) ist mehrfach bewährt gefunden, aber wegen seiner Kosten nicht überall mit ökonomischem Vortheil auszuführen.

Seltener findet das Pressen des getrockneten Torfstaubes bei höherer Temperatur statt, wobei die entwickelten theerartigen Destillationsproducte ein Bindemittel abgeben (Methode von Gwynne), als bei gewöhnlicher Temperatur, indem man den beim Trocknen an der Luft möglichst zerkleinerten Torf in Cylindersiebe bringt, das Siebfeine künstlich trocknet und mittelst einer Kniehebelpresse in Ziegelform presst (Haspel- und Kolbermoor in Baiern, Exter's Verfahren). Versmann [3]) zerreibt den natürlich und künstlich getrockneten Torf in einer trichterförmigen Mühle, durch deren durchlöcherte Seitenwände das Torfpulver zur Pressmaschine gelangt. Schlickeyssen's Ziegelpresse [4]) hat sich auch für Torf wohl bewährt.

Kugelform des Torfes erhöht nach Eichhorn und Lintner (S. 44) den Wärmeeffect. Die Kugeltorffabrik zu Faulenbach in Baiern soll jedoch wegen finanzieller Schwierigkeiten wieder eingegangen sein. [5])

Behuf Vergleichung verschiedener Torfsorten ist, namentlich bei Presstorf, das Zählen der Stücke einem Messen vorzuziehen. [6])

Nähere Bestandtheile.

Der Torf besteht aus:

a) eigentlicher Torfsubstanz, welche nach Scheerer 60.63 C, 6.04 H und 33.32 O oder rund 60 C, 2 freien Wasserstoff und 38 chemisch gebundenes Wasser enthält. Knapp nimmt die Zusammensetzung der Torfsubstanz zu 59.00 C, 5.83 H und 35.16 O und N an, wonach dieselbe kohlenstoffreicher, als Holz ist, dagegen ärmer an Sauerstoff und Wasserstoff, welche nicht mehr in dem Verhältniss der Wasserbildung von 1 : 8, sondern wie 1 : 5 stehen. Der Stickstoffgehalt beträgt durchschnittlich 1.5 Proc., mehr als in Holz und auch in der Steinkohle.

1) B. u. h. Ztg. 1860, S. 396; 1862, S. 148; 1866, S. 163. Dingl. 158, 436. 2) B. u. h. Ztg. 1860, S. 244; 1862, S. 28; 1868, S. 367, 380, 398. Polyt. Centr. 1861, S. 476; 1868, S. 1077. Dingl. 167, 468. Erdm. J. 105, 120. 3) B. u. h. Ztg. 1863, S. 139, 148; 1864, S. 300. 4) B. u. h. Ztg. 1862, S. 304; 1863, S. 304; 1864, S. 300; 1870, S. 328. Dingl. 183, 174; 195, 371. 5) Dingl. 190, 71. 6) B. u. h. Ztg. 1860, S. 206.

b) Aschengebenden Bestandtheilen, deren Menge zwischen 0.5—20, selbst bis 50 Proc. schwanken kann, je nach dem Vorkommen in höheren oder tieferen Niveaus, durchschnittlich 6—12 Proc. Die Asche ist, im Gegensatz zu Holz, arm an Alkalien und besteht im Wesentlichen aus einem Gemenge von thonigem Sand (bis 35 Proc.) und magnesiahaltigem Gyps (bis 40 Proc. und mehr), mit Eisenoxyd (bis 30 Proc.) und geringen Mengen Alkalien (bis 3 Proc.), Phosphorsäure und Chlor. [1]) Manche Torfe enthalten so viel Schwefelkies, dass sie als Vitriolerze [2]) zu verwerthen sind und in Nordwales kommt ein kupferhaltiger Torf vor, dessen Asche auf Kupfer verhüttet wird. Auch hat man ein Ausblühen von Alaun [3]) aus Torf beobachtet. Wegen des Gehaltes an phosphorsaurem Kalk (bis 15 Proc.) ist Torfasche ein gutes Düngmittel, dagegen wegen Schwefel- und Phosphorgehaltes im Eisenhohofen Torf meist nicht zu verwenden. Durch Auswaschen desselben hat man den Aschengehalt zu verringern gesucht. [4])

c) Wasser, im frischen Zustande bis 80 Proc. und mehr, im lufttrocknen 15—20 Proc. Das Trocknen und Darren des Torfes spielt eine Hauptrolle (S. 45).

Zusammensetzung.

Die durchschnittliche Zusammensetzung eines völlig trocknen aschenhaltigen Torfes ist nach Knapp 52.94 C, 5.24 H, 31.55 O und N und 10.27 Asche, eines lufttrocknen aschenhaltigen 44.5 C, 4.5 H, 26.5 O und N, 8.5 Asche und 16.0 Wasser; nach Scheerer lufttrockner aschenfreier Torf 45 C, 1.5 H, 28.5 chemisch gebundenes Wasser, 25 hygroskopisches Wasser.

Spec. Gew.

Das specifische Gewicht und damit die Festigkeit und Transportfähigkeit [5]) variirt sehr nach dem Aschengehalt und der Zubereitungsweise, z. B. bei Rasentorf 0.113—0.263, Erdtorf 0.410 bis 0.902 und Pechtorf 0.639—1.039; Presstorf 0.9—1.8. Selbst bis zum specifischen Gewicht der Steinkohle zusammengepresster Torf besitzt wegen geringeren Kohlenstoffgehaltes nicht deren Wärmeeffect. [6])

Wärmeeffect.

Nach Brix erzeugt 1 Gewichtstheil Torf getrocknet 4.62—6.49, ungetrocknet durchschnittlich 5.04 Thle. Dampf von 100°, aus Wasser von 0°. Von Linumer Torf mit 29 Proc. Wasser und 7.62 Proc. Asche bildet 1 Pfd. 3.02 Pfd., mit 38.3 Proc. Wasser und 6.87 Proc. Asche 2.81 Pfd., mit 27.2 Proc. Wasser und 6.07 Proc. Asche 3.43 Pfd. Wasserdampf. Reducirte Bleimenge 8—18, bei irländischen Sorten bis 27 Thle. Blei. Nach anderen Angaben giebt lufttrockner Torf 3500, trockner 3000—4000 Wärmeeinheiten.

Verwendung.

Während Torf in den verhältnissmässig kleinen Puddel- und Schweissöfen noch Verwendung findet, lässt er sich in den gewöhnlichen Flammöfen zum Umschmelzen des Roheisens nicht benutzen, welche zur Aufnahme der Eisencharge eines grossen Arbeits- und Schmelzraumes bedürfen. Nur bei geringeren Einsätzen von Roheisen würde sich in kleineren Oefen Torf verwenden lassen, wobei aber die Vortheile des billigen Brennstoffes durch grösseren Abbrand und Er-

---

1) Analysen von Torfaschen: B. u. h. Ztg. 1861, S. 347; 1862, S. 28. Erdm. J. 86, 471. Percy-Knapp, Met. 1, 80. Muspratt-Kerl, techn. Chem. 3, 247. Wagn. Jahresber. 3, 506; 6, 623. 2) Berggeist 1859, No. 94. 3) B. u. h. Ztg. 1864, S. 265. 4) Dingl. 158, 438. 5) B. u. h. Ztg. 1862, S. 328. Dingl. 162, 151. 6) B. u. h. Ztg. 1870, S. 356.

höhung der Arbeitslöhne verloren gehen. Im Gemenge mit Steinkohlen bei Kesselfeuerungen verstopft sich der Rost weniger und die Kessel werden mehr geschont. [1])

Vorkommen.

35. Braunkohlen. [2]) Dieselben, zwischen den jüngsten und älteren Tertiärbildungen vorkommend und jünger als die Kreide, besitzen je nach ihrem Alter entweder noch ausgeprägte Holzstructur (Lignit, bituminöses, fossiles Holz, fasrige Braunkohle), oder sind structurlos von erdigem Bruche (erdige Braunkohlen, Moorkohlen), oder schwarz und glänzend mit muschligem Bruche wie Steinkohlen (Glanzkohlen, Pechkohlen, Gagate) und damit zu verwechseln, meist in Folge der Einwirkung von Hitze entstanden.

Zusammensetzung.

a) Nach Scheerer enthält die feste organische Masse von:

Fasriger	Braunkohle	60	C,	5	H und	35 O
Erdiger	„	70	„	5	„ „	25 „
Muschliger	„	75	„	5	„ „	20 „

oder allen Sauerstoff mit Wasserstoff verbunden gedacht,

Fasrige	Braunkohle	60	C,	1	H und	39 HO
Erdige	„	70	„	2	„ „	28 „
Muschlige	„	75	„	3	„ „	22 „

und lufttrocken

Faserige	Braunkohle	48	C,	1	H,	31	chem. HO,	20	hygr. HO
Erdige	„	56	„	2	„	22	„	20	„
Muschlige	„	60	„	3	„	17	„	20	„

Nach Knapp enthält:

Aschenfreie	Braunkohle	66.53	C,	5.58	H,	27.89 O
Aschenhaltige	„	60	„	5	„	26 „ 9 Asche.

b) Der Aschengehalt beträgt bis 50 Proc., durchschnittlich 5 bis 15 Proc., ist in der Zusammensetzung der Steinkohlenasche ähnlich (Kieselsäure, Thonerde, Eisenoxyd, Kalk, Schwefelsäure, untergeordnet Magnesia, Alkalien und Chlor), unterscheidet sich von der Torfasche hauptsächlich durch den fehlenden oder geringen Phosphorsäuregehalt (Spur bis 1.6 Proc.), ist aber meist reich an Schwefel (als Gyps und Schwefelkies), so dass die Braunkohlen zuweilen zur Sulfatbereitung benutzt werden können. [3])

Die Braunkohlenasche verwendet man im Gemisch mit Thon zu Bausteinen. [4]) Zur Wegebesserung verwandt, kann dieselbe, wenn sie auf Vegetabilien gewehet wird, diese durch Sulfatbildung schädigen, was zuweilen irrthümlich wohl dem Hüttenrauche zugeschrieben ist.

c) Der Wassergehalt steigt in frischen Kohlen bis 50 Proc., beträgt in lufttrocknen durchschnittlich 20 Proc. Beim Trocknen und namentlich beim Darren [5]) zerfallen die Kohlen meist leicht und werden deshalb häufiger in stark feuchtem Zustande verwandt (erdige Braunkohlen), vertragen auch, bis auf Lignit- und Pechkohle, keinen weiten Transport. Specifisches Gewicht durchschnittlich von fasriger Kohle

---

1) Polyt. Centr. 1870, S. 1332. 2) Citate in Kerl's Met. 1, 276. Zincken, die Braunkohle u. ihre Verwendung 1867. Die Mineralkohlen Oesterreichs. Wien 1870. Steyermark in B. u. h. Ztg. 1863, S. 27. Westerwald in B. u. h. Ztg. 1866, S. 401. Lager von Salzhausen in Jahrb. d. geolog. Reichsanst. 10, 521; B. u. h. Ztg. 1861, S. 181. Artern in B. u. h. Ztg. 1860, S. 380. Baiern ebend. 1860, S. 157. Ungarn ebend. 1860, S. 291. Sachsen in Preuss. Ztschr. Bd. 8, Lief. 1. Häring in Tyrol in B. u. h. Ztg. 1871, S. 5. 3) B. u. h. Ztg. 1865, S. 376; 1867, S. 158. 4) B. u. h. Ztg. 1866, S. 303 1870, S. 11. 5) B. u. h. Ztg. 1865, S. 212.

1.15, von erdiger 1.30, von muschliger 1.20. Beim längeren Lagern verlieren sie an Brennkraft. [1])

Das Braunkohlenklein wird häufig zu Klötzen (Presssteine) formirt [2]) und zwar seltener durch Anwendung von Wärme ohne Druck, als durch Druck ohne Erhitzung des gut getrockneten Materials.

1 Thl. Braunkohlen reducirte 14—26 Thle. Blei und erzeugte nach Brix [3]) im getrockneten Zustande 4.81 Thle. Dampf aus Wasser von 0° (S. 49). Wärmeeffecte.

36. Steinkohlen. [4]) Diese Gebilde sind durch Zersetzung vorweltlicher Pflanzen noch vor oder in der Kreidezeit entstanden. Vorkommen.

Dieselben unterscheiden sich ausser durch ihr Alter hauptsächlich in folgenden Punkten von den Braunkohlen [5]): Letztere geben beim Verkohlen ammoniakalisches oder saures Wasser und entwickeln bei längerem Lagern Kohlensäure, die Steinkohlen resp. ammoniakalisches Wasser und Kohlenwasserstoffgase; Salpetersäure greift Steinkohlen nicht oder nur schwierig an, verwandelt aber Braunkohlen in ein gelbes Harz. Während letztere in chlorigsauren Alkalien löslich sind, werden Steinkohlen davon nicht angegriffen, wohl aber beide von mit concentrirter Schwefelsäure versetzter Salpetersäure. Kalilösung wird von jüngeren Braunkohlen braun gefärbt, nicht aber von Steinkohlen und manchen älteren Braunkohlen. Die Braunkohlen brennen, mit dem Löthrohr angeblasen, einige Zeit unter Entwicklung eines widerlichen Geruches fort, Steinkohlen nicht. Diese Unterscheidungskennzeichen treffen in den meisten Fällen zu, zuweilen aber auch nicht und es können dann nur die geologischen und paläontologischen Verhältnisse entscheiden, unter denen eine Kohle auftritt. Während sich die Braunkohlen in der Tertiärformation befinden, sind Steinkohlen nicht jünger als die Kreidezeit. Unterschied von Braunkohlen.

Man hat die Steinkohlen classificirt:

1) nach ihrer Structur in Pech-, Russ-, Schiefer-, Blätter-, Faserkohle und Anthracit [6]); in England in Back-, Splint-, Kirschen-, Cannelkohle und Anthracit; Classification.

2) nach ihrem Alter und damit im Zusammenhange nach ihrem Verhalten in der Hitze, indem sie dabei unter Luftabschluss einen aufgeblähten, gesinterten oder pulverigen Coke geben, in Anthracit, Back- oder Fettkohlen, Sinterkohlen und magere oder Sandkohlen, von denen die erste und letzte Sorte keinen zusammenhängenden Coke liefern.

Die Backfähigkeit der Kohlen [7]) beim Erhitzen nimmt im Allgemeinen mit dem Gehalt an freiem Wasserstoff zu; es kommen jedoch auch Ausnahmen vor, dass daran ärmere Kohlen backen und hat man den Grund davon in einer eigenthümlichen Anordnung der Elemente (Constitution) oder in anwesenden, noch nicht genau gekannten, die verschiedenen Kohlengattungen unmittelbar zusammensetzenden näheren organischen Verbindungen gesucht. Auch scheint auf die Backfähigkeit ein während der Vercokung anwesender Wassergehalt, sowie der Aschengehalt zu influiren. Nach Veriot und Appolt [8]) können Steinkohlen mager sein durch Ueber-

---

1) Dingl. 178, 161. 2) B. u. h. Ztg. 1860, S. 189; 1861, S. 79, 406, 408; 1862, S. 192; 1864, S. 210; 1866, S. 303; 1867, S. 80; 1868, S. 306. Berggeist 1861, No. 64. Kerpely's Ber. 3, 38. Dingl. 156, 5, 355; 157, 59, 103. 3) B. u. h. Ztg. 1860, S. 38; 1862, S. 100, 192. 4) Citate in Kerl's Met. 1, 284. Gurlt, die deutsche Steinkohle 1868. Lütticher St. in Revue univers. 1867, 5 u. 6 livr. Die Mineralkohlen Oesterreichs. Wien 1870. Kupelwieser u. Schlöffel, die Kohlenreviere von Ostrau u. s. w. Wien 1870. Böhmische u. Zwickauer Kohlen in Preuss. Ztschr. 10, 301. Grundmann, sind die englischen Steinkohlen besser als die schlesischen? Breslau 1864; Preuss. Ztschr. 9, 360; 10, 333. Geinitz, Fleck u. Hartig, die Steinkohlen Deutschlands u. s. w. 1865. Bildung nach Lesquereux in B. u. h. Ztg. 1860, S. 352. Untersuchungen vor dem Löthrohr in B. u. h. Ztg. 1859, S. 169. Fleck, oberschles. Steink. in Dingl. 195, 430. 5) B. u. h. Ztg. 1865, S. 148; 1870, S. 223. Dingl. 162, 190; 167, 23. 6) Pennsylvanischer Anthracit in Polyt. Centr. 1865, S. 96. 7) Prüfung auf Backfähigkeit in Dingl. 195, 91. Gase in St. in B. u. h. Ztg. 1871, S. 355. 8) B. u. h. Ztg. 1870, S. 209.

schuss an Kohlenstoff (Anthracit), durch Ueberschuss an Sauerstoff (Sandkohlen) und durch Ueberschuss an erdigen Substanzen.

Mit der Backfähigkeit der Kohlen hält die Gasentwicklung nicht gleichen Schritt. Zwar geben die wasserstoffreichen Backkohlen viel und kohlenwasserstoffreiches Gas, während wasserstoffärmere magere Kohlen auch viel Gas liefern können (Gaskohlen), dieses aber reicher an Kohlenoxyd und Wasserstoff ist (lang- und kurzflammige Steinkohlen). Fleck [1]) hat in den verschiedenen Kohlen den Gehalt an freiem und gebundenem Wasserstoff wie folgt bestimmt. Es enthalten in 1000 Theilen: Backkohlen über 40 Thle. freien und unter 20 Thle. gebundenen Wasserstoff, Back- und Gaskohlen über 40 freien und über 20 gebundenen W., Gas- und Sandkohlen unter 40 freien und über 20 gebundenen W., Sinterkohlen und Anthracite unter 40 freien und über 20 gebundenen W. Während Backkohlen, sowie Back- und Gaskohlen bei der Destillation oder Verbrennung vorwaltend Kohlenwasserstoff geben, so treten bei Gas- und Sandkohlen Kohlenoxyd und Wasserstoffgas dem Kohlenwasserstoffgas gegenüber in den Vordergrund.

Die eigentlichen dichten muschligen Anthracite [2]), welche je nach ihrer Lagerung mehr oder weniger die Eigenschaft besitzen, im Feuer zu zerspringen, geben nur wenig Gase und keinen zusammenhängenden Coke und unterscheiden sich von den übrigen Steinkohlen durch den Mangel an Faserkohle, welche, auf den Absonderungsflächen der letzteren vorkommend, von ihnen in der Zusammensetzung und dem Verhalten im Feuer abweicht. Die Faserkohle der Anthracit, ist reicher an Kohlenstoff als die Mutterkohle, erweicht, ähnlich wie im Feuer nicht, entzündet sich und brennt schwerer.

Für metallurgische Zwecke eignet sich die Sinterkohle im Allgemeinen am Besten beim Schacht- und Flammofenbetrieb, indem ihre nicht backende Eigenschaft sowohl die feste Beschaffenheit der Cokes, als auch die leichtere Arbeit auf dem Roste veranlasst. Zwar geben sie eine weniger lange Flamme, als Backkohlen, welcher Nachtheil aber durch Backen der letzteren auf dem Roste aufgehoben wird.

Zusammensetzung.

Scheerer giebt folgende Zusammenstellung von den Steinkohlen:

	Kohlenst.	Wasserst.	Chem. geb. Wasser.	Hygrosk. Wass.	Asche.	Wärmeeffect. Abs.	Spec.	Pyr.	1 Thl. erwärmt Wasser von 0—100°.	1 Thl. red. Blei.	Spec. Gew.
Anthracit	85	3	2	5	5	0.96	1.44	2350°	60.5—74.7	26—33	1.41—1.50
Backkohlen	78	4	8	5	5	0.93	1.17	2300°	52.8—72	23—31	1.13—1.36
Sinterkohlen	75	4	11	5	5	0.89	1.16	2250°	44—61.6	19—27	1.13—1.30
Sandkohlen	69	3	18	5	5	0.79	1.06	2200°	50—71	21—31	1.05—1.34

Nach Peters [3]) lassen sich die Steinkohlen wie folgt classificiren:

	Langflammige Kohlen.			Kurzflammige Kohlen.		
	a Magere Flammk.	b Sinternde Flammk.	c Backende Flammk.	d Fettk.	e Essk.	f Anthracitk.
Kohlenstoff	80.88	83.36	84.79	89.02	90.75	91.91
Wasserstoff	5.25	5.39	5.16	5.07	4.54	4.04
Sauer- u. Stickst.	13.87	11.25	10.05	5.91	4.71	4.05
Cokesausbringen	65	65	75	80	85	90
Theoret. Heizeffect	14.38	15.05	15.22	16.12	16.22	16.05

Die Sorten a und f sind mager, b und e sinternd, c und d backend.

1) Geinitz, Fleck u. Hartig, die Steinkohlen Deutschlands 2, 229; Dingl. 180, 460; 181, 48, 267; 195, 430. 2) Berggeist 1856, S. 185. 3) Berggeist 1859, No. 19.

Nach Veriot und Appolt [1]) schwanken die Bestandtheile der Steinkohlen nach Abscheidung der unorganischen Stoffe in gewissen Grenzen; bei den älteren Sorten der Steinkohlenformation C 77—94 und darüber, H 2.5—6, O 3.5—17.5; bei jüngeren C bis 96, H bis 9.5 und O bis 37.5.

Knapp findet nach einer grossen Anzahl von Analysen die mittlere Zusammensetzung der Kohlen wie folgt:

	Kohlenst.	Wasserst.	Stickst.	Sauerst.	Schwefel.	Asche.
Aschenhaltige Kohle	79.3	4.8	0.8	7.8	1.7	5.55
Aschenfreie Kohle	84.0	5.1	0.8	10.1		—
„ „ rund	84	5	1	10		—
Anthracit, aschenfrei	94.16	3.00		2.84	—	—
„ aschenhaltig	91.29	2.91		2.75	—	3.05

Der Stickstoffgehalt der Anthracite schwankt zwischen 0.58—2.85 Proc., der Schwefelgehalt zwischen 0.63—1.0 Proc.

Verwitterung.

Durch längeres Lagern erleidet die Zusammensetzung der Kohlen unter Abnahme des Gewichtes und der Brennkraft, auch wohl der Backfähigkeit eine wesentliche Veränderung [2]) (Verwitterung).

Aschengehalt.

Der Aschengehalt schwankt zwischen 0.5—30, beträgt bei besten Kohlen durchschnittlich 4—7, bei mittleren 8—14 und bei schlechteren über 14 Proc. bei $^1/_2$—2 Proc. Schwefelgehalt. Anthracite enthalten oft nur bis 1 Proc. Asche und keinen Schwefel. Die Asche nähert sich in ihrer Zusammensetzung [3]) häufig einem Bisilicat von Kieselsäure und Thonerde, doch können auch andere Bestandtheile in mehr oder weniger grossen Mengen auftreten, als: Eisenoxyd (1—75 Proc.), Kalk (1—20 Proc.), Alkalien (0—3 Proc.) an Kieselsäure gebunden und wohl von eingemengtem Schieferthon herrührend.

Eisenreiche Cokescinder hat man gemahlen, mit Kalk und Kochsalz eingebunden und die Masse auf Eisen zugutegemacht. [4])

Der Schwefelkiesgehalt der Kohlen, welcher eine Selbstentzündung und ein Zerfallen beim Verwittern herbeiführen kann, liefert beim Einäschern theilweise Eisenoxyd und schwefelsauren Kalk, welch ersteres die Asche leichtschmelzig machen kann, während der Schwefelgehalt des unveränderten Kieses als Schwefeldampf oder schweflige Säure die Roststäbe angreift, auch den Rauch für die Umgebung schädlich macht [5]) oder auf das Schmelzmaterial ungünstig einwirkt. [6]) Balling [7]) fand in Steinkohlenasche 0.085—0.777 Proc. Phosphorsäure, ohne Einfluss bei der Verwendung. Zuweilen sind die Steinkohlen blei- und zinkhaltig und geben dann Beschläge beim Vercoken, am Dampfkessel [8]) u. s. w.

Durch Verwaschen der Steinkohlenasche [9]) gewinnt man noch nutzbare Cokes; auch verwendet man die Asche zu Bausteinen. [10])

Wassergehalt.

Der von Grubenfeuchtigkeit herrührende Wassergehalt der Kohlen ist meist gering (1—10 Proc.) und bei mageren Kohlen zur Erzeugung einer längeren Flamme förderlich. Solche Kohlen werden

---

1) B. u. h. Ztg. 1870, S. 209. 2) Preuss. Ztschr. 10, 326. B. u. h. Ztg. 1863, S. 272; 1865, S. 264; 1866, S. 68, 272, 331; 1867, S. 20, 374; 1868, S. 275; 1870, S. 208. Muspratt-Kerl's techn. Chem. 3, 326. Kerpely's Ber. 3, 31. Dingl. 190, 398; 193, 51; 196, 317. 3) Kerl's Probirkunst S. 457. B. u. h. Ztg. 1860, S. 425; 1861, S. 347, 356. Ztschr. d. Ver. deutsch. Ingen. 11, 150. Kerl, Metallurgie 1, 291, 831. Percy-Knapp, Met. 1, 114, 123. Leobener Jahrb. 1869, Bd. 18, S. 193, 356. 4) B. u. h. Ztg. 1868, S. 112. 5) B. u. h. Ztg. 1864, S. 236. 6) Polyt. Centr. 1855, S. 1281. Plattner's Röstprocesse S. 103. Oestr. Ztschr. 1869, S, 84. 7) Oest. Ztschr. 1868, No. 31. 8) B. u. h. Ztg. 1862, S. 192. 9) B. u. h. Ztg. 1865, S. 80; 1868, S. 224. Bullet. de la soc. de l'industr. minér. Bd. 10, Lief. 1. Dingl. 186, 75, 441. Würtemb. Gewbl. 1867, S. 492. 10) B. u. h. Ztg. 1868, S. 140.

wohl absichtlich mit Wasser begossen, auch um durch langsameres Backen grössere Cokesstücke zu erzielen. [1]) Nach Wreden [2]) ist der Hygroskopicität ein Platz in der Reihe der Kennzeichen für die Kohlenklassen anzuweisen. Im Regen nehmen Kohlen 4.6—9.8 Proc. am Gewichte zu. [3])

sc. Gew. Das specifische Gewicht (1.3—2.2, durchschnittlich 1.3) nimmt im Allgemeinen mit dem Alter der Kohlen, sowie mit dem Aschengehalte zu; Sandkohlen können dichter sein als Backkohlen (S. 65). Im Verkehr ist das Wägen der Kohlen dem Messen [4]) vorzuziehen. 1 Cbkm. gestaute Kohle wog 753—1006, derbe 1235—1595 Kil. Zwischen dem Volumen anstehender und gewonnener Kohle hat man das Verhältniss von 1 : 1.42 beobachtet. [5]) Je mehr die Kohlen zum Zerfallen an der Luft geneigt sind, um so grösser wird der Abgang [6]) durch Reibung (bis 90 Proc.).

Künstl. rennmat. Steinkohlengrus, namentlich magerer, sowie Anthracitklein wird häufig zu künstlichem Brennmaterial (Briquettes) agglomerirt (S. 43). Hierher gehört unter Anderem Carbolëin, ein Gemenge von Steinkohlengrus und Fett.

Wärmeeffect. Der Wärmeeffect [7]) der Steinkohlen ist bereits (S. 58) angegeben.

Nach neueren Versuchen verdampfte Waleser Kohle etwas über 8 Thle., Herna-Bochumer Kohle fast 8 Thle. Wasser. Von den übrigen Kohlen besitzt die schlesische durchschnittlich die grösste Heizkraft, dann folgen die sächsischen und dann die Newcastler Kohlen. Nach den Versuchen von Brix gab 1 Thl. getrocknete Steinkohle 5.75—9.00, durchschnittlich 7.39, ungetrocknete 7.50 Thle. Dampf aus Wasser von 0°; es verwandelt z. B. 1 Pfd. Kohle Wasser in Dampf: Eschweiler 8.16—8.93, Bochumer 7.18—8.45, Essener 6.45—8.00, Wettiner 7.65—8.04, Saarbrückner 6.66—7.83, Waldenburger 7—7.7, oberschlesische 6.1—7.38, englische 7.47—7.65, Zwickauer 7.5 Pfd. Wasser.

Es wiegt 1 preuss. Tonne = 4 Scheffel = 219.85 Liter Kohlen aus Oberschlesien 326—371, Waldenburg 361—370, Essen 386—400, Bochum 372—396, Eschweiler 350—407, Wettin 384—398, Saarbrücken 336—388, England 391 Pfd. à 0.5 Kil.

B. Verkohlte Brennmaterialien.

nwirkung er Hitze uf Holz. **37. Holzkohle.** [8]) Bei Luftabschluss erhitztes Holz bleibt bei 200° fast noch unverändert, bräunt sich bei 220°, bildet bei 270 bis 350° C. unter Fortschreitung der Zersetzung sogenannte Rothkohlen oder Rothholz [9]) und giebt über 400° hinaus unter lebhafter Entwicklung flüchtiger Producte Schwarz- oder Holzkohlen.

Die Auswahl der Verkohlungsmethode hängt hauptsächlich davon ab, ob Hauptzweck die Gewinnung von Kohle oder von Nebenproducten (saure, Holzessig enthaltende wässrige Flüssigkeit und Theer, weniger die kohlensäurereichen, an brennbaren Bestandtheilen armen Gase) ist.

---

1) B. u. h. Ztg. 1867, S. 373. 2) B. u. h. Ztg. 1867, S. 373. 3) Polyt. Centr. 1866, S. 1447. 4) B. u. h. Ztg. 1860, S. 38; 1863, S. 114. Wagn. Jahresb. 6, 627. 5) B. u. h. Ztg. 1860, S. 27. 6) Festigkeit u. Transportfähigkeit: B. u. h. Ztg. 1865, S. 260. Wagn. Jahresb. 6, 629. Dingl. 110, 212, 263. Brix, Brennstoffe 1863, S. 33. 7) B. u. h. Ztg. 1860, S. 76; 1862, S. 227, 247, 366; 1864, S. 111, 236, 335. Berggeist 1869, No. 75. Preuss. Ztschr. Bd. 11, Lief. 3; 17, Lief. 2. Kerl, Met. 1, 291. 8) v. Berg, Verkohlen des Holzes 1860. Citate in Kerl's Met. 1, 248. Muspratt-Kerl, techn. Chem. 3, 180. Percy-Knapp, Metallurgie 1, 125. Knapp, chem. Technol. 1, 215. Dromart's Verkohlungsverfahren in Dingl. 186, 51; Bayr. Kunst- u. Gewbl. 1868, S. 680. 9) Polyt. Centr. 1868, S. 611.

Dabei spielt die Leitung der Destillationstemperatur eine Hauptrolle, indem sie sowohl auf die Ausbeute, als auch die Qualität der Destillationsproducte influirt. Im Allgemeinen nimmt bei rasch steigender hoher Temperatur das Ausbringen an Kohle ab und dasjenige an Nebenproducten zu, indem dabei das chemisch gebundene Wasser nicht als solches entweicht, sondern in Berührung mit bereits gebildeter Kohle Kohlenoxydgas, Kohlensäure und Wasserstoffgas giebt (S. 42). Bei langsam steigender Temperatur findet die Abscheidung des Kohlenstoffs zum grössten Theil erst statt, nachdem hygroskopisches und chemisch gebundenes Wasser schon entfernt sind. Geschieht die Verkohlung bei zu niedriger Temperatur, so bleibt die Kohle zu reich an Wasserstoff und Kohlenstoff, welche letzteren sich selbst bei den höchsten Temperaturen nicht völlig austreiben lassen. Rasch verkohlte Kohlen erhalten mehr Spalten und Volumveränderungen und sind deshalb weniger dicht, was beim Messen zu berücksichtigen ist. [1])

Verkohlungsmethoden

Die Destillationstemperatur wird entweder dadurch erzeugt, dass man einen Theil des Verkohlungsholzes der Verbrennung Preis giebt (Meiler, Haufen, Gruben und Meileröfen) oder geschlossene Gefässe durch besonderes Brennmaterial von Aussen erhitzt (Ofenköhlerei), in welch letzterem Falle die Auffangung der flüchtigen Nebenproducte Hauptzweck ist, ohne dass jedoch bei den anderen Methoden eine theilweise Nebengewinnung derselben ausgeschlossen wäre.

a) Verkohlung in stehenden Meilern (Deutsche Köhlerei). [Fig. 21.] Hierbei kommen nachstehende Operationen vor:

Fig. 21.

Herrichtung der Meilerstätte, seltener in Ziegelmauerung (feste Kohlstätte) als durch Feststampfen von Erde, Sand oder Kohlenklein auf einem Rost von Zweigen (veränderliche Meilerstätte); Richten des Meilers durch Befestigung der durch Spreitzen *N* aus einander gehaltenen Quandelpfähle *A* in der Mitte der Stätte und dichtes Aufstellen von geneigten Holzscheiten in concentrischen Reihen um dieselben; Bildung des Kopfes oder der Haube durch horizontal gelegte Scheite oder Aeste, Ausfüllung des Quandelschachtes, an welchen Bränder von der vorigen Verkohlung gesetzt sind, mit Spähnen

1) Oestr. Ztschr. 1862, S. 347.

und trocknem Holzklein; Decken des Meilers mit einer Lage von Rasen, Moos, Laub u. s. w. (Rauhdecke *C*), dann mit einer zweiten Lage von Sand und fetter Erde (Erddecke *B*), welche Lagen auf der Rüstung oder Unterrüstung rings um den Fuss des Meilers herum ruhen, eine in hölzernen Gabeln liegende Umfassung aus dünnen Aesten oder Holzscheite, welche auf Steine oder Klötze gelegt sind; Anzünden des Meilers durch eine zum Quandelschacht führende Zündgasse, welche nach etwa $^3/_4$ Stunden zugeworfen wird; Austreiben von dickem Qualm und Feuchtigkeit, während Luft durch die Rüstung ein- und durch den Quandelschacht austritt und die Oberfläche nach etwa 24 Stunden feucht erscheint (Schwitzen), worauf (nach 1—$1^1/_2$ Wochen) der Rauch lichter und die Decke trocken wird, der Quandelschacht zerstört ist und um diesen herum sich schon eine grosse Menge Kohle in Gestalt eines umgekehrten Kegels gebildet hat; Treiben des Meilers bei Unterhaltung der Destillation hauptsächlich durch die Hitze der Kohlenmasse im Innern, indem der Fuss mit Erde zugeworfen und die Decke bei der Haube auf die erforderliche Dicke verstärkt wird; nach einigen Tagen Zubrennen der noch nicht verkohlten äussersten Holzschicht unter der Decke und am Boden durch Einstechen von Luft zuführenden Räumlöchern reihenweise von oben nach unten hin, wo es dann zur Gaare geht, sobald man mit dem Räumen am Fusse angelangt ist und aus den Räumlöchern blauer Dampf tritt; Befeuchten der heissen Oberfläche oder Nachbessern der Decke mit Rasen und Erde, Verstärkung der fest anzuschlagenden Decke nach eingetretener Gaare und Abkühlenlassen während einiger Tage; Kohlenziehen durch eine Oeffnung der Windseite gegenüber, Schliessen der Oeffnung, Anbrechen des Meilers an einer anderen Stelle u. s. f., wobei jedesmal etwa 3 Cbkm. Kohlen gezogen und, wenn noch glühende darunter, mit Wasser gelöscht werden; Sortiren derselben nach der Grösse in Lese- oder Stauf-, Zieh-, Quandel- und Grösekohlen oder Kohlenlösch[1]), dann halbverkohlte Stücke (Brände) für die nächste Kohlung.

Als sonstige Arbeiten kommen beim Holzverkohlen noch vor: Das Füllen der durch ungleichmässigen Gang entstehenden, mittelst des Wahrhammers zu erkennenden Einsenkungen nach Wegräumung der Decke, indem man die Kohlen mit der Füllstange fest in die Höhlung hinab stösst, letztere mit Kohlen oder Holz ausfüllt und eine Decke giebt; Erneuerung der Decke beim Schütteln (Schlagen, Werfen), wenn sie durch eine von Wasserdampf oder explosiblen Gasarten hervorgebrachte Explosion stellenweise abgeworfen ist, namentlich zwischen Anzünden und Schwitzen.

Grösse der Meiler 25—309 Cbkm., meist 93—154.5 Cbkm.; Ausbringen dem Gewichte nach 15—28, durchschnittlich 22 Proc., dem Volumen nach 50—80, durchschnittlich 55 Proc. bei Nadel- und 48 bei Laubholz vom Derbgehalt. Es geht sonach über die Hälfte des Kohlenstoffs beim Verkohlen verloren; Schwinden des Holzes in die Länge beim Verkohlen 8—10 Proc., im Durchmesser eben so viel, also im Ganzen 15—25 Proc.

---

1) Verwendung in Ztschr. d. deutsch-öster. Eisen- u. Stahl-Industr. 1869, No. 8.

Auffangu flüchtige Producte

Es giebt eine Menge Modificationen bei der Köhlerei an verschiedenen Orten. Sollen die flüchtigen Producte (Theer, Holzessig, Meilerwasser) theilweise gewonnen werden, so stellt man die Sohle *A* der kreisrunden Verkohlungsstätte aus Ziegelmauerung her (Fig. 22), mit einiger Neigung nach dem mit einer Eisenplatte *D*

Fig. 22.

lose bedeckten Mittelpunkte zu. Die condensirten Producte fliessen dann durch den Canal *B* in das mit Deckplatte *G* versehene Reservoir *C*. Auch umgiebt man den Meiler wohl mit festen, in einzelnen Stücken transportablen Wänden und leitet die flüchtigen Destillationsproducte von oben durch ein Rohr in Condensationsgefässe ab. [1])

Nach Ebelmen enthielten die Gase von der Meilerverkohlung 25 Proc. Kohlensäure, 7 Proc. Kohlenoxydgas, 10 Proc. Wasser und 58 Proc. Stickstoff.

Haufenve kohlung.

b) Verkohlen in Haufen (liegende Meiler). Baumstämme von 2.5—3.8 M. Länge und bis 0.31 M. Stärke werden zu einem oblongen Haufen von 6.28—18.83, durchschnittlich 9.42—12.55 M. Länge formirt (Fig. 23) und mit einer Decke von Erde und Kohlen-

Fig. 23.

klein umgeben, welche man zwischen der durch Pfähle *A* gehaltenen Holzverschalung und dem Holz einstampft. Oben auf kommt eine Decke von Reisig, Blättern und Lösche. Das Anzünden geschieht

1) Schlesische Wochenschr. 1861, No. 32.

in der Gasse *B* und man leitet das Feuer durch Anbringung von Räumlöchern allmählich von hinten nach der vorderen ansteigenden Seite (Segel). Während der vordere Theil des Haufens schon völlig verkohlt ist, befindet sich der mittlere im Treiben und der hintere im Schwitzen.

Dieses Verfahren gestattet eine raschere und bequemere Herstellung, einfachere und minder beschwerliche Feuerarbeiten und bei gleichem Volum die Aufnahme von mehr Holz, giebt aber wegen unregelmässigeren Ganges ein geringeres Kohlenausbringen und findet nur noch wenig Anwendung, weil sich die dazu nöthigen Langhölzer besser verwerthen lassen.

ıffangung flüchtiger roducte.

Man hat solche Haufen auch zur Gewinnung von Nebenproducten vorgerichtet (Fig. 24), indem man dieselben durch 3 guss-

Fig. 24.

eiserne Röhren *A*, welche sich in der Röhre *B* vereinigen, durch ein Kühlfass *C* nach der in einem Wasserbehälter *E* stehenden Vorlage *D* führt.

ileröfen.

c) Verkohlung in Meileröfen bei Luftzutritt. Dieselben

Fig. 25.

sind entweder oblonge [1]) gemauerte Räume mit Gewölbe, Abzugsröhre für die flüchtigen Producte in letzterem und seitlichen Luftzuführungsöffnungen, oder sie enthalten bei vierseitiger oder runder Gestalt an der Sohle einen durch auf die hohe Kante gestellte Ziegeln gebildeten Rost *R* zum Luftzutritt zu dem dicht darin aufgeschlichteten Holz, wie Fig. 25 ergiebt. *A* Thür zum Füllen des Ofens und zum Ausziehen der Kohlen. *B* Oeffnung zum Füllen des oberen Ofentheiles. *C* Thür zur Regulirung des Luftzutrittes. *G* eiserne Röhre zum Abzug der flüchtigen Destillationsproducte. Man leitet durch Anzünden von Feuer unter dem Roste die Verkohlung bei offener Oeffnung *A* und *B* ein, schliesst diese alsdann und regulirt den ferneren Luftzutritt durch die Thür *C*.

Derartige Apparate sind in der Anlage und Unterhaltung theurer als Meiler und bedingen wegen erforderlicher längerer Abkühlung nach dem Gaaren einen grösseren Zeitverlust, gestatten aber eine bessere Regulirung der Temperatur und Schutz gegen Wind und Wetter.

Oefen mit beweglicher Decke.

Den Uebelstand, dass die durch Schwinden des Holzes entstehenden Zwischenräume sich nicht vermeiden lassen, hat man dadurch beseitigen wollen, dass man cylindrischen Oefen eine bewegliche Decke gab, welche mit dem Schwinden des Holzes nachsinkt.

Verkohl. d. Feuergase.

Zur Erhöhung des Ausbringens hat man sauerstofffreie Feuergase oder Gichtgase ins Innere der Meileröfen geleitet, wobei jedoch eine Verzehrung von Kohlenstoff nicht ausgeschlossen ist, weil diese Gase immer auf denselben wirkenden freien Sauerstoff, Wasserdampf und Kohlensäure enthalten (Oefen von Schwarz, Grill, Christian). [2])

Gruben.

d) Grubenverkohlung. [3]) Bei diesem älteren, noch wenig angewandten Verfahren wird in einer Grube in der Erde Reisig angezündet, darauf Holz gethan und sobald dasselbe nach dem Anbrennen nur noch wenig Rauch giebt, abermals Holz hinzugefügt, bis die Grube voll ist. Dann giebt man eine Rasendecke oder setzt einen Deckel auf, leitet auch wohl die flüchtigen Producte seitlich nach oben hin ab. Auf diese Weise erzeugt man zuweilen Kohle für die Pulverbereitung in eisernen Kesseln.

Geschlossene Verkohlungsöfen.

e) Verkohlung in luftdicht geschlossenen Gefässen. Dabei ist seltener die Gewinnung von Kohle (z. B. zur Pulverfabrikation), als diejenige der flüchtigen Producte Hauptzweck. Bei etwa 60 Proc. Kohlenausbringen dem Volumen nach braucht man fast ebensoviel Reisholz als Feuerungsmaterial. Bald werden eiserne stehende Cylinder, bald horizontal liegende Röhren und Retorten mittelst besonderer Feuerung von Aussen erhitzt, bald Feuergase, überhitzte Dämpfe u. s. w. in Röhren durch einen mit Holz gefüllten gemauerten Raum geleitet. [4]) Die sogenannten Thermokessel [5]) werden durch äussere Feuerung erhitzt und gleichzeitig in dieselben Wasserdämpfe eingeleitet.

---

1) Mexikanischer Ofen in Dingl. 147, 20. 2) Muspratt-Kerl, techn. Chem. 3, 209. Knapp, chem. Techn. 1, 240. Percy-Knapp 1, 141. Polyt. Centr. 1862, S. 323. 3) Muspratt-Kerl, techn. Chem. 3, 192. 4) Muspratt-Kerl, techn. Chem. 2, 540; 3, 210. Gillot's Ofen in Dingl. 185, 188. Autier's Ofen in Dingl. 161, 102. 5) Dingl. 159, 379.

Ein häufig angewandter Verkohlungsofen hat nachstehende Construction (Fig. 26): *M* eiserner Cylinder, durch eine verschliessbare Oeffnung im Deckel zu füllen und vom Rost *G* aus von unten und seitlich in den Zügen *K* zu befeuern. *J* Aschenfall, *H* Schürloch, *L* Esse, *P* Oeffnung, mit einer solchen in *Q* correspondirend, zum Ausziehen der Kohlen. *A* Vorlage, *B* Kühlfass. *C* eiserne Röhren. *E* ein in den Feuerungsraum *F* einmündendes Rohr zur Einführung der nicht condensirten Gase und Dämpfe. *O* Ablasshahn.

Fig. 26.

Eigenschaften u. Zusammensetzung.

Gute Holzkohlen sind bläulich schwarzglänzend mit muschligem Bruch und bei verringertem Volumen von der Form und Structur des Holzes, klingen beim Anschlagen, färben wenig oder gar nicht ab und verbrennen ohne Rauch, in kleinen Stücken auch ohne Flamme (S. 44). Beim Magaziniren entstehen 5 Proc. und mehr Verrieb [1]) (Lösche, Kohlenklein) und frische Kohlen absorbiren dabei 10—20, durchschnittlich 12 Proc. Feuchtigkeit und Gase [2]), namentlich Sauerstoff aus der Luft, weshalb abgelagerte Kohlen [3]) energischer verbrennen als frische. Das wahre specifische Gewicht der Kohle im gepulverten Zustande nach Entfernung aller Luft aus den Poren ist etwa 1.5, das scheinbare specifische Gewicht der porösen, lufthaltigen Kohle etwa 0.16 bis 0.17 bei leichten und 0.20—0.23 bei harten Kohlen. Selbst bei Platinschmelzhitze erzeugte Kohlen enthalten noch Wasserstoff und Sauerstoff, und bestanden aus 96.52 C, 0.62 H, 0.94 O und N und 1.94 Asche; bei 340° C. erzeugte aus 75.20 C, 4.41 H, 19.96 O und N und 0.43 Asche. Durchschnittlich enthält trockene Kohle 90 C, 3 H und 7 O, im abgelagerten Zustande aber 70.45 C, 1.68 H, 13.10 O, 1 Asche und 13.76 Feuchtigkeit und Gase.

Wärmeeffect.

1 Thl. Kohle reducirt 28—33.7 Thle. Blei, erwärmt 75.7 Thle. Wasser von 0—100° und erzeugt nach Brix getrocknet 7.59, ungetrocknet 6.78 Thle. Wasserdampf aus Wasser von 0°. Die Verdampfungskraft des lufttrocknen Buchenholzes zu der des Rothholzes verhielt sich nach Fresenius [4]) wie 54.32 : 100.

1) Kohlenverrieb und Benutzung der Lösche in Oestr. Ztschr. 1869, No. 6. 2) Untersuchung der flüchtigen Kohlenbestandtheile in B. u. h. Ztg. 1865, S. 437. Percy-Wedding, Eisenhüttenkunde 2, 281. 3) Bergwerksfr. 3, 515; Tunner, Stabeisen- u. Stahlbereitung 1, 28. Erdm. J. 101, 397. Scheerer's Met. 1, 522. 4) Polyt. Centr. 1868, S. 611.

38. Torfkohle. [1]) Aschenarmer und hinreichend dichter Torf liefert beim Verkohlen eine der Holzkohle sich nähernde Kohle, welche bei geringem Phosphorgehalt und genügender Festigkeit selbst in Eisenhohöfen Anwendung gefunden hat. Nach Kindinger [2]) wird jedoch, abgesehen von der guten Qualität der Torfkohle, dieselbe wegen grösserer Kosten, geringen Ausbringens und grossen Zeitaufwandes bei der Darstellung mit der massenhaften Production eines Hohofens nicht gleichen Schritt halten und hinsichtlich des Preises selbst unter günstigen Umständen mit Holzkohlen und Cokes nicht concurriren können. Anwendbarkeit.

Die Verkohlung kann geschehen Verkohlungsmethoden.

a) in Meilern, Haufen und Gruben, ganz ähnlich wie bei Holz. Meiler von 772.5 Cbkm. und 13500 Kil. Torfinhalt gaben 27.7 Proc. Kohle (Weiherhammer in Baiern). In Schweden [3]) erfolgten in 4.156 M. langen, 1.188 M. tiefen und breiten, mit Steinen ausgesetzten Gruben Torfkohlen, von denen $2^1/_2$—3 Tonnen (362.75 bis 435.3 Lit.) = 1 Tonne (145.1 Lit.) Steinkohlen ersetzen;

b) in Meileröfen von der Einrichtung der Holzkohlenöfen, in welchen die Verbrennungsluft besser von oben als von unten zugeführt wird;

c) in Oefen bei Luftabschluss, wobei die Heizung durch eine gewöhnliche Feuerung oder durch überhitzten Wasserdampf oder durch Feuergase geschehen kann und eine Gewinnung der flüchtigen Destillationsproducte voraussetzt. Von den vielen empfohlenen und theilweise in Anwendung befindlichen Constructionen mag diejenige von Josephsthal [4]) in Böhmen hier Platz finden (Fig. 27 und 28).

Fig. 27.

1) Aeltere Citate in Kerl's Met. 1, 274. Muspratt-Kerl. techn. Chem. 3, 271. B. u. h. Ztg. 1865, S. 375; 1867, S. 379; 1868, S. 123, 225; 1871, S. 347. Kerpely's Ber. 2, 73; 3, 47; 4, 45. Dingl. 139, 299; 152, 272. Bayr. Ind.- u. Gewerbe-Bl. 1869, S. 334. 2) Oest. Ztschr. 1867, S. 21. 3) B. u. h. Ztg. 1871, S. 194. 4) Lecben. Jahrb. 15, 238.

A eiförmiger gemauerter Ofen von 4.426 M. Länge und resp. 1.312 M. und 1.185 M. Breite. *a* Mittel- und *b* Seitenroste. *m* und *p* Circulationscanäle für die Feuergase, welche durch Canäle *h* in die Esse *n* abziehen. *d* Heizröhren von 0.237 M. Weite. *f* und *g* Füllöffnungen.

Fig. 28.

i Kühlöffnungen für die Zwischenräume *m*. Die Destillationsproducte entweichen durch zwei im Gewölbe angebrachte Röhren von 0.21 M. Weite in einfache Vorlagen. 25.3 Cbkm. Torf sind in 45 bis 60 Stunden abdestillirt.

Zusammensetzung.

Man fand in Torfkohlen 60—86 Proc. C, 2.2—4.4 Proc. H, 6 bis 17 Proc. O und N, 10—15 hygroskopisches Wasser. Beim Glühen entweichen meist 20—25 Proc. flüchtige Producte, der Aschengehalt variirt zwischen 1.5—50 Proc.

Es reducirte 1 Thl. Kohle 18—25 Thle. Blei.

Wärmeeffect.

Allgemeines.

39. Braunkohlencokes. [1]) Die nur wenig gebräuchliche Vercokung von Braunkohlen beschränkt sich auf die Lignite [2]) und manche Pech- oder Glanzkohlen, da die gewöhnlichen erdigen und meisten muschligen Kohlen beim Erhitzen in kleine Stücke zerfallen. Solche Kohlen geben aber mit Steinkohlen zusammen vercokt brauchbare Cokes [3]), welches Product z. B. für Steyermark eine grosse Zukunft hat. Der Schwefelgehalt wird beim Vercoken nur unvollständig ausgetrieben. Bei Versuchen im Kleinen erhielt man 29 bis 68 Proc. Kohle; durch Meilerverkohlung aus Ligniten $15^1/_2$ Gewichts- und 32 Volumprocente Cokes. Giessener bituminöses Holz lieferte 32—36 Proc. Cokes und von Cokes aus Rhönbraunkohlen erhitzte 1 Thl. an 73 Thle. Wasser von 0—100°.

1) Aeltere Citate in Kerl's Met. 1, 285. Muspratt-Kerl, techn. Chem. 3, 295. 2) Oest. Ztschr. 1869, No. 39. Berggeist 1871, No. 27. 3) Oest. Ztschr. 1869, No. 24; 1871, No. 13.

Behuf Nutzbarmachung der Braunkohlen für den Eisenhohofenbetrieb ist von Khern [1]) empfohlen, die Erze sorgfältig vorzubereiten und dann in niedrigen Oefen zu verschmelzen, in welchen die daneben bereiteten, gleich frisch in den Ofen gebrachten Braunkohlencokes nicht zerdrückt werden.

40. Steinkohlencokes. Die Anwendbarkeit einer Steinkohle zur Vercokung, welche die Erzielung eines gleichmässigen Productes von hinreichender Festigkeit, von höherem Wärmeeffect und grösserer Reinheit, namentlich von Schwefel bezweckt (Abschwefeln), hängt hauptsächlich ab: Beschaffenheit der Steinkohlen zum Vercoken.

a) von der Fähigkeit, in der Hitze mehr oder weniger zu backen (S. 65) und es richtet sich danach wesentlich mit die Auswahl des Vercokungsverfahrens. Am häufigsten verkohlt man fette, Back- und Sinterkohlen, deren Klein, namentlich das der ersteren, dann noch einen zusammenhängenden Coke giebt; man hat neuerdings aber auch passend zerkleinte aufbereitete magere Kohlen zu vercoken gelernt, welche früher werthlos waren, durch Anwendung backender Beimengungen [2]) (fette Kohlen, in England $^2/_3$ bituminöse und $^1/_3$ anthracitische Kohlen, Pech u. s. w.), durch hohen Druck in den Cokesöfen, gesteigerte Boden- und Seitenerhitzung derselben, anhaltende starke Hitze, verbesserte Oefen u. A. Backfähigkeit.

Nach Vériot und Appolt [3]) lässt sich aus dem Aeussern einer Kohle nicht auf ihr Verhalten im Ofen schliessen, wohl aber aus den Resultaten einer kleinen Tiegelprobe. Bei einem Cokesertrag im Schmelztiegel von 78—83 Proc. bei 2 bis 3 Proc. Aschengehalt der Kohle ist letztere wegen Ueberschusses an Kohlenstoff halbmager und kann für sich noch behandelt werden. Bei 84—87 Proc. hat man eine anthracitische Kohle mit leicht zerdrückbaren Cokes und es bedarf zum Vercoken einer Vermischung mit fetter Kohle, welche letztere bis mindestens $^1/_4$ betragen muss, wenn bei 88—93 Proc. Cokesausbeute wirklicher Anthracit vorhanden ist. Eine in Folge eines Ueberschusses von Sauerstoff magere Kohle (S. 66) giebt nur bis 60 Proc. nicht oder schwach backende Cokes und sie kommt wegen des schwachen Ausbringens nur bei wohlfeilen fetten Kohlen mit diesen gemeinschaftlich zur Vercokung. Einen Magerkeit herbeiführenden Aschengehalt kann man in gewissen Grenzen durch Zusatz von Kalk beseitigen. Backende Steinkohlen vertragen den Zusatz anderer Substanzen (Kalk, Eisenerz, Eisenfrischschlacken) und kommen in diesem Zustand vercokt (Kalk-, Schlackencokes) wohl zur Anwendung. [4])

Da die Cokesbildung von den Wänden der Gefässe successive nach Innen zu stattfindet, so müssen bei der geringen Leitungsfähigkeit der anfangs gebildeten Cokes die Oefen bei verschiedenen Kohlen abweichende, aber genau bestimmte Dimensionen für eine vollständige Vercokung z. B. in etwas weniger als 24 Stunden haben;

b) von den aschegebenden Bestandtheilen, welche die Heizkraft herabstimmen, die Vercokung beeinträchtigen, den Rost verschlacken und für das auszubringende Product schädliche Bestandtheile (Schwefel) enthalten können. Ein Hauptmittel zur Verringerung des Schwefel- und Aschengehaltes der Cokes ist eine Aufbereitung [5]) der Kohlen, insofern die unorganischen Stoffe nicht einen wesentlichen Aschengehalt.

---

1) B. u. h. Ztg. 1871, S. 204. 2) B. u. h. Ztg. 1862, S. 255, 392. Pariser Ausstellungsbericht v. Knut-Styffe, S. 2. Oest. Ztschr. 1861, No. 28. 3) B. u. h. Ztg. 1870, S. 209. 4) B. u. h. Ztg. 1857, S. 425; 1859, 107; 1865, S. 42; 1868, S. 52; 1870, S. 226. 5) Citate in Kerl's Met. 1, 295. Muspratt-Kerl's techn. Chem. 3, 334. Knapp, chem. Techn. 1, 262. Percy-Knapp, Met. 1, 165. Preuss. Ztschr. 9, 294. Berggeist 1864, No. 47, 48, 51, 61, 63;

Bestandtheil der Kohle bilden, sondern getrennt von derselben vorhanden sind (Schieferthon und Schwefelkies).

Entfernung des Schwefels.

Die Aufbereitung besteht gewöhnlich in einem Sortiren (Sieben, Rättern) des Kohlenkleins mit directer Verarbeitung auf Setzmaschinen oder nach vorheriger Zerkleinerung, oder ferner in einem Verwaschen auf Herden. Durch das Verwaschen kann der Schwefelgehalt auf $^1/_3$—$^1/_4$ reducirt werden und es bleibt davon nach der Vercokung etwa noch $^1/_3$ als niedrigere Schwefelungsstufe des Eisens oder als Schwefelcalcium zurück, zu dessen weiterer Entfernung man mit mehr oder weniger günstigem Erfolge beim oder nach dem Vercoken verschiedene Mittel angewandt hat, als: Einleiten von Wasserdampf in die Vercokungsöfen oder auf die aus dem Ofen gezogenen und ausgebreiteten Cokes (in beiden Fällen wohl nur von mehr oberflächlicher Wirkung), Zusatz von Kochsalz, Erhitzen in comprimirter Luft von 250 bis 300° C, Ablöschen der glühenden Cokes mit Wasser, Behandlung derselben mit verdünnter Salzsäure [1]) u. A.

Alle die angegebenen Mittel zur Entfernung des Schwefels scheinen nicht hinreichend wirksam zu sein, so dass es vorläufig noch am räthlichsten ist, durch Aufbereitung von Schwefelkies möglichst befreite Kohlen anzuwenden.

Auf die Reinheit der Cokes hat noch das Destillationsverfahren Einfluss, ob dabei mehr oder weniger von ersteren zu Asche verbrennen kann oder nicht.

Grundsätze der Vercokung.

Zur Erzielung reiner Cokes bedarf's möglichst aschenarmer und beim Vercoken nicht oder wenig verbrennender Steinkohlen. Eine gleichmässige Beschaffenheit der Cokes sucht man durch eine gleichmässige Destillation zulassende Oefen, sowie durch vorherige starke Zerkleinerung der Kohlen zu erreichen, Dichtigkeit durch Zerkleinerung, eine hohe Charge und angemessene lange Dauer der Destillation. Im Allgemeinen verwendet man

Ofensysteme.

a) Oefen mit weitem (breitem) Ofenraum und flacher Aufschüttung der Charge für die besseren Kohlensorten, also für Back- und Sinterkohlen, bei welchen es nicht behuf Agglomeration der Theilchen auf hohen Druck und energische Action ankommt. Für backende Kohlen sind die Gewölbe bei stärkerer Charge höher, als für Sinter- und minder backende Kohlen, indem die Gewölbe als Reflectoren der Wärmestrahlen auf die obere Kohlenlage die Gleichmässigkeit der Erhitzung unterstützen. Man darf Fettkohlen anfangs nicht zu stark erhitzen, weil sich sonst plötzlich zu viel Gas entwickelt und der sich aufblähende Coke unzersetzte Steinkohle einhüllt. Gegen Ende des Processes giebt man scharfes Feuer, um den Rest der flüchtigen Bestandtheile zu entfernen. Um aus Backkohlen einen möglichst dichten Coke zu erzielen, muss man eine langsam steigende und lange andauernde Temperatur erhalten, oder es muss durch mechanischen Druck von oben her, z. B. durch Vermehrung der Kohlenlage, der Aufblähung entgegengewirkt werden. Gasreiche Kohlen erleiden schon bei minderen Temperaturen, namentlich zu Anfang eine reichliche Entwicklung von Gas, welches schnell abbrennt und die Sinterung

---

1866, No. 27. Rev. univers. 1865, livr. 3; 1869, livr. 5 u. 6. Pariser Ausstellungsberichte von Rittinger u. Knut-Styffe. Erkennung von Schiefer u. reiner Kohle, sowie des Schwefels in B. u. h. Ztg. 1859, S. 169. Wirkung des Verwaschens auf den Aschen- u. Schwefelgehalt in B. u. h. Ztg. 1870, S. 6; 1871, S. 279.

1) Wasserdampf in Le Technologiste 1847, S. 533. B. u. h. Ztg. 1854, S. 239; 1861, S. 373. Dingl. 151, 110; 126, 294; 162, 294; 162, 194. Kochsalz in B. u. h. Ztg. 1853, S. 149, 225, 252. Dingl. 126, 112. Heisse Luft in Polyt. Centr. 1870, S. 934. Salzsäure in Dingl. 168, 75. Ablöschen mit Wasser oder Dampf: Oest. Ztschr. 1867, S. 65; B. u. h. Ztg. 1860, S. 83; 1864, S. 100; 1870, S. 8. Kick's techn. Blätter 1871, S. 162. 2) Polyt. Centr. 1862, S. 1592.

der Cokes erschwert. Solche Kohlen, z. B. die Saarkohlen, erfordern im Allgemeinen Oefen mit grosser Heizfläche und niedrigem Gewölbe, deren Einrichtung besonders gegen Ende der Arbeit eine starke Erwärmung von Boden und Wandungen zulässt.

Es gehört zu dieser Abtheilung die grössere Classe der geschlossenen Vercokungsöfen, sowohl ältere ohne Heizung von Sohle und Wänden, als neuere mit solcher.

Ganz offene Oefen (Schaumburger) kommen hauptsächlich bei Vercokung von grossen Stücken gut backender Kohlen in Anwendung, Meiler bei grossstückigen sinternden Kohlen.

b) Oefen mit engen Vercokungsräumen von geringer Grundfläche und hoher Aufschüttung der Charge. Dieselben, hauptsächlich repräsentirt durch den Appolt'schen Ofen, lassen durch grosse Energie der Arbeit (kräftige Erhitzung schmaler Kohlenmassen) die Vercokung aufbereiteter, stark zerkleinter magerer Kohlen zu, welche früher kaum nutzbar waren. In einem gemeinschaftlichen Rauhgemäuer aufrecht neben einander stehende rectanguläre Schächte werden von oben mit Kohlen besetzt; durch Isolirung des Rauhgemäuers von dem Kerngemäuer und durch zahlreiche Oeffnungen in letzterem ist es ermöglicht, dass die Gichtgase die Schachtwände von Innen und Aussen erhitzen. In Folge der eintretenden regelmässigen und energischen Vercokung bei hoher Temperatur entwickeln die Kohlentheilchen gegenseitig und fast gleichzeitig ihre backenden Eigenschaften und conglomeriren unter dem hohen Drucke der schmalen und hohen Beschickungssäule zu grösseren homogenen Massen. Wenig sinterndes Klein erhält einen geringen Zusatz von backendem Schlieg oder wird vor dem Vercoken gepresst. Somit erfordern die mageren Kohlen im Anfang starkes Feuer, welches gegen das Ende allmählich geschwächt wird.

Cokesausbringen.

Das Ausbringen an Cokes hängt hauptsächlich davon ab, ob die Luft bei der Destillation mehr oder weniger ins Innere des Ofens gelangt oder davon ganz abgeschlossen ist, ferner ob man noch Gase und Dämpfe über schon gebildete glühende Cokes streichen lässt (Rückwärtskohlung), welche denselben dann Kohlenstoff entziehen, wie die Untersuchungen von Bunsen und Playfair [1]) erwiesen haben. Es lagern aber auch kohlenwasserstoffreiche Dämpfe und Gase, z. B. Elaylgas, beim Durchstreichen der Cokes einen Theil Kohlenstoff in warziger Form und von matter, tiefschwarzer Farbe ab. Anwesenheit von Faserkohle (S. 66) erzeugt demnächst viel Lösche. Es entweichen beim Vercoken 30—32 Proc. flüchtige Substanzen mit 19—22 Proc. brennbaren Gasen und Dämpfen. Da beim Vercoken im Kleinen die Luft ausgeschlossen ist und eine Rückkohlung weniger stattfindet, so kann das Ausbringen in ersterem Falle um 20 Proc. und mehr höher ausfallen. Mit steigendem Druck, zunehmender Temperatur und längerer Einwirkung derselben (meist nicht mehr als 48 Stunden) werden die Cokes dichter, härter und schwerer entzündlich.

Schon in der Mitte des 17. Jahrhunderts wandte man in Derbyshire Cokes bei Schmelzprocessen an.

---

1) B. u. h. Ztg. 1848, S. 5.

Vercokungsapparate.

Die hüttenmännischen Vercokungsapparate[1]) lassen sich — unter Ausschluss der Vorrichtungen, bei welchen die Gewinnung der flüchtigen Destillationsproducte die Hauptsache, die Cokesgewinnung dagegen Nebensache ist — in folgende Unterabtheilungen bringen:

Oefen ohne Gichtgasheizung.

I. Apparate ohne Benutzung der Gichtgase zum Vercoken selbst. Die Hitzeentwicklung findet nur durch Zutritt der atmosphärischen Luft zu den Kohlen im Apparate statt und die flüchtigen Destillationsproducte (Gichtgase) entweichen entweder unbenutzt oder werden zu Flüssigkeiten (Theer, ammoniakalisches Wasser) condensirt oder zur Heizung anderweitig (nur nicht zum Heizen der Cokesöfen selbst) verwandt, z. B. zur Dampfkesselheizung. Die hierher gehörigen älteren Apparate erfordern zum Theil Stückkohlen, zum Theil lassen sie die Anwendung von Kohlenklein zu.

A. Apparate mit beweglicher Decke und beweglichen Seitenwänden, meist nur für Stückkohlen in Anwendung.

Meiler.

1. Meiler.[2]) (Fig. 29.) Dieselben erfordern stückreiche Sinter-

Fig. 29.

kohle, welche sonst meist einen directen Absatz findet, und geringe Anlage- und Reparaturkosten; wegen geringerer Entzündlichkeit der Cokes bedarf's minderer Vorsicht und Geschicklichkeit, als bei der Holzverkohlung. Backkohlen geben in Meilern porösere Cokes als in Oefen wegen mangelnden Druckes. *A* gemauerte Esse mit Zuglöchern, oben massiv und mit Deckel verschliessbar, um welche zunächst grössere Stücke mit den Schichtungsflächen parallel in Neigung aufgestellt und darauf mittelgrosse Stücke gebracht werden, ohne dass man meist besondere Züge offen lässt, was aber zuweilen geschieht. Darauf kommen kleinere Würfelkohlen, in welchen mittelst Ziegeln horizontale Züge hergestellt werden, und zu oberst eine Lage Cokesklein. Das Anzünden des Meilers findet entweder von Aussen oder durch glühende Kohlen vom Schachte ab statt, wo dann die Cokeskleindecke erst später ganz oder vollständig aufgelegt wird; man führt auch wohl an der Sohle Zündcanäle *D* zum Essenschacht, welche bei *B* aus grossen Steinkohlenstücken, bei *C* dagegen aus Ziegelsteinen oder einer durchlöcher-

1) Dingl. 177, 419, 430. B. u. h. Ztg. 1864, S. 48. Rittinger's Erfahrungen 1863, S. 25. Muspratt-Kerl, techn. Chem. 3, 341. Percy-Knapp, Met. 1, 159. Kärnthner Zeitschr. 1870, 2. (Saarbrücken'sche Vercokungssysteme.) Kick's techn. Blätter 1871, S. 131. 2) Muspratt-Kerl, techn. Chem. 3, 341. Berggeist 1867, No. 32. B. u. h. Ztg. 1866, S. 215; 1870, S. 352.

ten Gusseisenrinne bestehen. Je nachdem man den Meiler von Aussen oder Innen oder auch wohl gleichzeitig von Aussen und Innen ansteckt, zeigt sich in der Esse anfangs dicker grauer, dann mit russender Flamme verbrennender Rauch und gegen das Ende nur noch ein dünner bläulicher Rauch ohne Flamme oder erst dünner, dann dicker und zuletzt wieder dünner Rauch, worauf man die Esse zudeckt, den ganzen Meiler mit nasser Lösche beschlägt, abkühlen lässt, vor dem Ziehen der Cokes Wasser in die Esse giesst und erstere dann mit Wasser löscht. Die Meiler fassen 10000—30000 Kil. Kohle bei 1.5 bis 2 M. Höhe und $^1/_3$—1 M. Essenquerschnitt. Ausbringen 60—65 Proc.

Zu Königshütte in Oberschlesien hat ein Meiler 2.823 M. Radius unten, 1.883 M. oben bei 1.098 M. Höhe und 26.759 Cbkm. Inhalt; Höhe der Stückkohlenschicht 0.471—0.628 M., der mittelgrossen Stücke 0.314—0.471 M., der Würfelkohlen 78 Mm., des Cokeskleins 78 Mm.; Dauer der Vercokung je nach der Art des Anzündens 6—8 Tage; Ausbringen 63.6 Proc.; Arbeitslöhne etwas höher als in Schaumburger Oefen.

Selten vercokt man Kohlenklein, indem man dem Meiler während der Herstellung eine temporäre Einfassung von Brettern giebt, oder das Klein zuvor in Formen zu Ziegeln über eingesetzte Pflöcke stampft, so dass dieselben Zuglöcher erhalten. [1])

Sollen die Destillationsproducte aufgefangen werden, so leitet man sie durch einen im Erdboden zu dem Essenschacht gehenden horizontalen Canal ab, indem man mit einem den Querschnitt des Schachtes einnehmenden Kolben systematisch niedergeht. [2])

Meilercokes, aus reinen und grossen Back- oder Sinterkohlen dargestellt, empfehlen sich zwar hinsichtlich der Reinheit, indem schädliche Bestandtheile leichter entweichen können, als beim Ofenbetriebe, und können für metallurgische Zwecke Anwendung finden, haben aber meist eine ungleichmässige Beschaffenheit, indem die Hitze das variable Material nicht gleichmässig durchdringt. Man erhält leicht mangelhaft gesinterte und Conglomerate darstellende Cokes.

2. Haufen. Dieselben werden ähnlich wie beim Holzverkohlen von 20—25 M. Länge, 1—$1^1/_2$ M. Höhe und 3—4 M. Breite hergestellt, indem man entweder gar keine oder mehrere durchbrochene, mit einem Canal verbundene Essen im Haufen hat oder anfangs Pfähle einschlägt und diese dann aus dem fertigen Haufen herauszieht. Das Anzünden geschieht durch gleichzeitiges Einwerfen glühender Kohlen in die Schächte. An denjenigen Stellen, wo dann die Flamme nachlässt, giebt man sofort eine Löschdecke, um ein Verbrennen der Cokes zu verhüten, bis nach 1—2 Tagen der ganze Haufen eine solche Decke erhalten hat, worauf man nach 3—4tägiger Abkühlung mit dem Cokesziehen beginnt. Das Ausbringen ist geringer, als in Meilern. Haufen.

B. Apparate mit unbeweglichen Seitenwänden und beweglicher Decke. Die hierher gehörigen Meiler- oder Schaumburger Oefen [3]) zeichnen sich durch grosse Billigkeit, bequeme Arbeit und grosse Leistungsfähigkeit aus, liefern aber, wie die Meiler, keine gleichmässig vercokten Producte. Sie sind hauptsächlich für Meileröfen.

1) Plattner-Richter's Hüttenkunde 1, 121. 2) Dingl. 160, 301. 3) Dingl. 99, 426; 121, 97. B. u. h. Ztg. 1851, S. 217; 1871, S. 390. Percy-Knapp, Metallurgie 1, 176. Berggeist 1867, S. 11. Muspratt-Kerl, techn. Chem. 3, 348.

backendes Kohlenklein in Anwendung. Die Oefen bestehen aus oblongen gemauerten Räumen (Fig. 30) von 13.8—18.83 M. Länge, 2.51 M. Weite und 1.57 M. Höhe, an einer oder an beiden schmalen Seiten offen. Nachdem letzteren Falls die eine Seite zugemauert, stampft man bis zum Canal *bb'* angefeuchtetes Kohlenklein auf, steckt durch den Canal, deren mehrere in Zwischenräumen neben einander liegen, eine Holzstange, stampft darüber den ganzen Raum voll angefeuchtetes Kohlenklein und giebt diesem eine Decke von Lösche oder Lehm. Nach dem Herausziehen der Holzstangen communiciren die dadurch gebildeten Canäle mit den horizontalen Canälen *b b'*, sowie den verticalen *c* u. *c'* in den Ofenwänden, welche Canäle zur Einführung der Luft und zum Abzug der Gase in einer gewissen Reihenfolge dienen.

Fig. 30.

Das Anzünden erfolgt auf der dem herrschenden Winde entgegengesetzten Seite. Die Leitung des Processes beschränkt sich hauptsächlich auf die Regulirung des Luftzuges in den Canälen und derselbe ist meist nach 6—8 Tagen beendigt, worauf man unter Verschluss der Züge 2 Tage abkühlen lässt und dann Cokes aus der geöffneten Seite zieht.

Auf österreichischen Werken erfolgten neben 12—15 Proc. Kleincokes bis 45 Proc. Stückcokes, welche etwas billiger kamen als Meilercokes. In England erfolgten von 1 Cbkm. Kohlen 500—550 Kil. Cokes.

Wirkungsweise.

C. Geschlossene Oefen. In diesen gewöhnlich backendes Steinkohlenklein, seltener Stückkohlen verarbeitenden Oefen von backofenförmiger, viereckiger oder ovaler Gestalt, von denen zum Zusammenhalten der Wärme häufig mehrere neben einander liegen, benutzt man zur Einleitung des Vercokungsprocesses die Hitze der Ofenwände von der vorhergehenden Charge und zur Fortsetzung und Beendigung desselben dient die durch Luftzutritt bewirkte Verbrennung der Destillationsproducte innerhalb des Gewölbes. In Folge dessen findet hier eine grössere Hitze statt, als in den übrigen Ofentheilen, namentlich als am Boden, und die Destillation geht ungleichmässig vor sich. Die Verbrennungsluft dringt entweder durch die Arbeitsthür oder Oeffnungen in derselben oder vortheilhafter durch Canäle in der Peripherie des Ofens ein. Die Destillationsproducte entweichen meist unbenutzt, wobei an 30 Proc. und mehr Heizkraft besitzender Bestandtheile verloren gehen. [1]) Um die stark qualmigen, schweflige Säure enthaltenden Cokesofengase für die Umgebung unschädlich zu machen, lässt man dieselben wohl in einen über den Oefen liegenden gemeinschaftlichen Canal ziehen, verbrennt sie hier unter Luftzuführung und lässt sie dann in einen hohen Schornstein treten. [2]) Zur Ausnutzung der Gichtgase hat man diese Cokesöfen wohl mit anderen zu heizenden Vorrichtungen verbunden.

Destillationsproducte.

1) Percy-Knapp, Metallurgie 1, 193, 194. 2) Muspratt-Kerl, techn. Chem. 3, 354. Annales des mines 6 ser. T. VII, p. 376. Eulenberg, Lehre von den schädlichen u. giftigen Gasen 1865, S. 151, 288, 522. B. u. h. Ztg. 1864, S. 217.

Manipulationen.

Die bei dieser Cokerei vorkommenden Operationen bestehen in dem Eintragen und Ausbreiten der Beschickung in dem noch rothglühenden Ofen zu solcher Höhe, dass sich noch Raum zum Aufblähen findet, Schliessen der Thür, wobei aus der noch offen bleibenden Gewölbeöffnung alsbald dicker Qualm austritt, Einströmenlassen von Luft, welche Kohlen und Dämpfe entzündet, Schliessen der Züge und dann auch der Esse, wenn die Flamme nachlässt und möglichst rasches Ausziehen der Cokes, damit sie nicht zu sehr verbrennen und der Ofen nicht zu kalt wird, mit einer Krücke in eiserne Karren, worin sie mit Wasser abgelöscht werden. Zur Erzielung möglichst gleichmässiger Arbeit zieht man einen Ofen, während der andere noch im Treiben ist. Je nachdem man bei sich aufblähenden Backkohlen den Ofen mehr oder weniger füllt, erhält man dichtere oder porösere Cokes. Fettere, stark backende Kohlen erfordern eine höhere Kuppel und grössere Gasabzüge als magere. Die in Oefen aus Stückkohlen erzeugten Cokes sind dichter und fester als Meilercokes; gewöhnlich geben dieselben Steinkohlen in Oefen 8—10 Proc. Cokes weniger als in Meilern dem Volumen nach, während dem Gewichte nach das Ausbringen wenig differirt. Das erste Anfeuern der Oefen bis zum Rothglühendwerden geschieht meist durch Verbrennung von Kohlenklein auf der massiven Ofensohle, seltener befindet sich in derselben ein Rost mit Aschenfall, welcher letztere geschlossen wird, sobald die Destillation beginnen soll (Oefen von Davis und Michaut).

Fig. 31.

1) Oefen ohne Benutzung der Destillationsproducte.[1])

Beispiele.

Fig. 31, Ofen in Riesa: *a* Vercokungsraum von 2.83 M. Höhe, 3.54 M. Tiefe

1) Plattner-Richter's Hüttenkunde 1, 125.

und 2.83 M. Breite mit 0.283 M. weitem und 0.991 M. hohem Schornstein *b*. *d* Thüröffnung von 0.85 M. Höhe und Breite, mit eiserner Thür verschliessbar, in welcher bei 0.71 M. Höhe über der Sohle sich vier 73 Mm. weite Löcher befinden. *e* Haken zum Auflegen eines Quereisens, auf welchem die Ziehkrücke ruht. 50 Dresdner Scheffel (51.95 Hektolit.) in 72 Stunden vercokt, geben feste und dichte, 24 Scheffel (24.94 Hektolit.) in 24 Stunden vercokt, leichtere Cokes.

Fig. 32. Ein auf französischen Eisenhütten und zu Saarbrücken[1])

Fig. 32.

gebräuchlicher Ofen, auf beiden Seiten der Thür *t* mit hufeisenförmigem Zugcanal *o'* versehen, aus welchem 9 Querzüge *o* in den eiförmigen Ofenraum von 2.823 M. gröserem, 1.883 M. kleinerem Durchmesser und 0.941 M. höchster Höhe münden, bei 0.209 M. weiter Esse *b*. Ein Einsatz von 1.236—1.545 Cbkm. Kohlen bedarf zum Vercoken 20—24 Stunden Zeit.

Eaton[2]) legt eine Reihe keilförmiger Ofenräume mit ansteigender Sohle radial um einen Schornstein herum und leitet in die zu letzterem führenden Füchse Luft, um den Rauch möglichst vollständig zu verbrennen. Es gehören hierher auch die Oefen von Parkes und Cox.[3])

Nutzung der Destillationsproducte.

2) Oefen mit Ausnutzung der flüchtigen Destillationsproducte. Häufiger benutzt man die Cokesofengase für andere Zwecke (Heizen von Dampfkesseln, Winderhitzungsapparaten, Rösten von Erzen zu Sclessin in Belgien, in Puddel- und Schweissöfen u. s. w.), als dass die flüchtigen Producte zur Abscheidung von Theer und ammoniakalischem Wasser condensirt werden.

Die Zusammensetzung der flüchtigen Cokesofenproducte[4]) hat man, wie nebenstehende Tabelle, S. 85, ergiebt, gefunden.

Gasabführungsmethoden.

a) Benutzung der Gichtgase. Die Schwierigkeit, mit den Cokesofengasen eine constante Erhitzung, z. B. von Dampfkesseln[5]) zu erreichen, sucht man möglichst dadurch zu umgehen, dass man die Essen mehrerer Oefen in einen gemeinschaftlichen, mit Luftzugängen versehenen Raum unter dem darüber eingemauerten Dampfkessel

1) Kärnthner Ztschr. 1870, No. 2. 2) B. u. h. Ztg. 1862, S. 392; 1864, S. 217. Polyt. Centr. 1862, S. 1137. 3) Percy-Knapp, Met. 1, 177, 179. 4) B. u. h. Ztg. 1848, S. 5; 1851, No. 29. Percy-Knapp, Met. 1, 192. 5) Polyt. Centr. 1857, S. 1265. Studienreise der Studirenden des Berlin. Gew. Instituts S. 231. B. u. h. Ztg. 1868, S. 44.

	a	b	c	d	e	f	g
Grubengas . . .	1.44	1.66	0.40	1.17	7.0	6.6	6.2
Kohlenoxyd . . .	4.17	3.91	2.19	3.42	1.1	1.6	6.3
Kohlensäure . .	10.13	9.60	13.06	10.93	1.1	1.1	2.3
Oelbildendes Gas .	—	—	—	—	0.7	0.5	1.6
Wasserstoff . . .	6.28	3.67	1.10	3.68	0.5	0.4	1.4
Schwefelwasserstoff	—	—	—	—	0.5	0.2	0.2
Stickstoff . . .	77.98	81.16	83.25	80.80	0.03	—	—
Ammoniak . . .	—	—	—	—	0.2	0.2	0.3
Wasser	—	—	—	—	7.5	12.4	16.6
Theer	—	—	—	—	12.23	9.7	

a—d nach Ebelmen, resp. 2, 7½, 14 Stunden nach der Verkohlung in einem Serainger Ofen. d Mittel. e—g nach Bunsen und Playfair. e Gasforthkohle. f und g Alfretonkohle, vor- und rückwärts destillirt.

münden lässt und die Oefen in einer gewissen Reihenfolge beschickt, wo dann ein ziemlich gleichmässiges Gasgemisch entsteht. Bei Matthei's Vorrichtung [1]) liegt ein Dampfkessel über 8 Oefen, deren jeder ausser der unter ersteren mündenden Esse zwei ins Freie führende Füchse hat, aus denen während der ersten 2—3 Stunden die wenig heizenden wässerigen Dämpfe entweichen. Auch legt man wohl den Dampfkessel zwischen zwei Reihen von Cokesöfen und leitet aus seitlichen Canälen die Gase zu ersterem. [2])

Fig. 33. *A* Vercokungsraum von 3.188 M. Durchmesser und 1.883 M. Höhe, *a* Füllöffnung, 0.471 M. weit, *b* Ziehöffnung, 1.255 M. hoch und 0.941 M. breit, Beispiele.

Fig. 33.

c Gasabführungskanal mit Schieber *m*, 0.314 M. weit. Die Gase streichen zunächst unter dem Dampfkessel *i* im Raum *d* hin, treten dann durch eine im Gewölbe *l* befindliche Oeffnung zu dem Siederohr *k* und ziehen zuletzt in die Esse *E* ab. 6000 Kil. Kohlen liefern in 96 Stunden 40 Proc. Grobcokes und 2 Proc. Lösche.

1) Percy-Knapp, Metallurgie 1, 196. Rittinger's Erfahr. 1863, S. 28. 2) Muspratt-Kerl techn. Chem. 3, 356.

Zur Mathildenhütte bei Harzburg benutzt man Cokesgase zum Heizen der Winderhitzungsapparate, die Eisenhohofengase aber zur Dampfkesselheizung, wodurch der störende Zusammenhang zwischen Hohofengang und Winderhitzung gehoben ist.[1]) Aus Davis und Michaut's Ofen[2]) leitet man die Gichtgase seitlich unter den Dampfkessel, welcher gleichzeitig eine Rostfeuerung hat, um während des Ausziehens der Cokes dem Kessel die erforderliche Hitze geben zu können. Ein Rost in der Sohle des Ofens dient zum Anheizen desselben.

Verdichtung der Dämpfe.

b) Condensation der flüchtigen Producte.[3]) Eine solche hat man zu Gleiwitz mit Stückkohlen in einem Ofen von beistehender Einrichtung (Fig. 34) ausgeführt.

Fig. 34.

Beispiel.

A Vercokungsraum von 1500—2000 Kil. Fassungsraum, mit Zuglöchern *o* versehen, in welchen sich durch Stöpsel verschliessbare eiserne Röhren von 39 Mm. Weite befinden.

Das Anfüllen des Ofens geschieht durch die verschliessbare Oeffnung *a* und den mit einem Deckel versehenen Schlot *b*. Nach dem Anzünden durch eine auf der Sohle gelassene Zündgasse schliesst man die Thür *t* dicht und öffnet allmählich die Register von unten nach oben hin, bis nach 36—40 Stunden die Operation vorüber ist, während dessen die flüchtigen Destillationsproducte durch *f* in die Condensirvorrichtungen gelangen. Nach 12stündiger Abkühlung schreitet man zum Kohlenziehen.

1) Berggeist 1865, No. 10. 3) Percy-Knapp, Met. 1, 201. 3) Percy-Knapp, Met. 1, 203. Plattner-Richter's Met. 1, 119.

Oefen mit Gichtgasheizung.

II. Apparate mit Benutzung der Gichtgase zum Vercoken. Durch Benutzung der Gichtgase vom Vercoken zur Heizung der Sohle und Wände der Oefen selbst, denen man gleichzeitig zur gleichmässigeren Vertheilung der Wärme im Vercokungsmaterial kleinere Dimensionen giebt und mehrere derselben meist zu einem Systeme vereinigt, sind im Vergleich zu den alten Oefen wesentliche Vortheile erzielt; das Ausbringen an Kohlen, in letzteren meist nicht über 52 Proc., hat man in ersteren bis auf 68 Proc. steigern können, die geringeren Dimensionen gestatten die Erzielung einer gleichmässigeren Hitze, die Verkohlung wird beschleunigt, sonst schwer backende Kohlen lassen sich, da man die Hitze ohne Kohlenverlust durch Verbrennen leicht steigern kann, noch mit Vortheil verwenden, bei der höheren Temperatur verflüchtigt sich der Schwefel vollständiger, es lassen sich vollkommenere, weniger Lösche gebende Zieh- und Löschvorrichtungen anwenden u. A. m. Da die Gichtgase durch ihre Verbrennungswärme die Erzeugung einer schnellen und allseitigen Hitze zulassen, so reicht eine bei Weitem geringere Menge der Ofenbeschickung als in den alten Oefen hin, den erforderlichen Hitzgrad hervorzubringen. Obgleich mehr Anlage- und Unterhaltungskosten als die älteren Oefen erfordernd, finden die neueren wegen obiger Vortheile bei passender Anordnung und Gruppirung immer mehr Anwendung. Es giebt der Constructionen gar viele von wechselndem Werthe; die Ansichten stimmen noch nicht völlig überein, welches die beste Construction ist. Localverhältnisse sind hierbei von wesentlichem Einflusse.

Vorzüge dieser Oefen.

Dimensionen.

Was die Dimensionen dieser Oefen betrifft, so hat die Länge ziemlich wenig Einfluss und spielt namentlich nur eine Rolle beim Verfahren zum Ausziehen der Cokes. Von wesentlichem Einflusse ist die Breite, namentlich auf das Ausbringen, die Dauer der Vercokung und die Gleichmässigkeit und Dichtigkeit des Productes. Für magere, nach dem Chargiren stark zu erhitzende Kohlen muss die Breite geringer sein als bei fetteren, welche letzteren langsamer zu erhitzen sind und bei der Vergrösserung des Volumens zu enge Oefen leicht schädigen. Da bei dem in den meisten Fällen nicht auszuschliessenden Luftzutritte ins Innere des Ofens eine Veraschung von Cokes hauptsächlich am Boden und unter der Haube stattfindet, so muss das Ausbringen um so grösser ausfallen, je kleiner beide im Verhältniss zur Masse sind, woher bei gleichem Volumen stehende Oefen (Appoltsche) ein grösseres Ausbringen haben, als weitere liegende.

Die richtige Breite der Oefen giebt sich an einer Trennungslinie in der Mitte der fertigen Cokes zu erkennen. Während bei den alten Oefen, worin die Erwärmung besonders von der Sohle aus und oben stattfindet, säulenartige Absonderungen — in Folge der ungleichen Spannungen im Innern — meist rechtwinklig auf der Sohle aufstehen, so liegen diese Absonderungen bei hauptsächlich durch die Ofenwandungen zugeführter Wärme horizontal. In der Mitte zeigt sich parallel der langen Seite immer eine scharfe Trennung, indem sich die Einwirkung der beiden Ofenwände geltend macht, und es lassen sich dann die Cokes in dichten, festen Stücken gut ausschieben. Bei zu grosser Ofenbreite zeigt sich die Vercokung in der Mitte nur ungenügend, bei zu geringer Weite greifen die Einwirkungen beider Seiten zu sehr übereinander und die Cokes zerfallen zu Cinder. War im ersteren Falle gleichzeitig das Ofengewölbe nicht genügend erhitzt, so scheiden sich an der Oberfläche der Cokeslage lockere Kohlentheilchen (schwarze Füsse) durch Zersetzung der von der Gewölbemauer herabtropfenden Asphaltmasse und die Bildung einer mehr gefritteten mittleren Kohlenpartie ab.

Die Höhe nimmt man im Allgemeinen geringer, je magerer die Kohlen und je kürzer somit die Dauer des Processes.

Arbeitsmanipulationen.

Die hauptsächlichsten Manipulationen beim Coken in diesen Oefen sind folgende:

a) Chargiren, entweder durch die Seitenthüren (Ziehöffnungen) mittelst Schaufeln oder schneller auszuführen durch Oeffnungen im Gewölbe, deren mit Oesen versehene Deckel rasch mittelst auf einem zweirädrigen Wagen befindlichen Hebels aufgehoben werden können, worauf aus einem Hunde das Chargiren, sodann das Vertheilen der Charge und Bedecken der Oeffnungen erfolgt (Oefen von Appolt, Coppée, Laumonier, Jacobi'sche Oefen zu Kladno).

b) Regulirung des Luftzutrittes während der Destillation.

c) Das Entleeren der Oefen von glühenden Cokes, entweder mit Haken oder mit durch Menschenhand oder Dampf bewegten maschinellen Vorrichtungen (Cokesauszieh- und Auspressmaschinen[1]), welche letzteren eine schnellere und bequemere Arbeit und in Folge dessen ein minderes Verbrennen der glühenden Cokes zulassen, dagegen die Ofenwände mehr angreifen. Während bei Ausziehmaschinen einthürige Oefen zulässig sind, erfordern die Auspress- oder Druckmaschinen Oefen mit gegen einander überstehenden Thüren und empfehlen sich vor jenen durch rasche Arbeit und mehr Schonung des Werkzeuges. Derartige maschinelle Vorrichtungen sind nur bei liegenden Oefen anwendbar; bei den stehenden (z. B. von Appolt) und geneigten (von Pauwell) findet das Entleeren durch das eigene Gewicht der Cokes statt, und zwar bei Pauwell's Oefen in einen mit demselben communicirenden Kühlraum, bei Appolt's Ofen in mit Deckel unter Wasserverschluss versehbare Eisenwagen, die von aussen noch durch Wasser gekühlt werden können.

d) Das Löschen der Cokes, seltener durch Sand und Asche als durch Cokesklein, meist durch Wasser (S. 78), welches entweder mit Eimern auf die Masse gegossen oder mittelst eines Lederschlauches aufgespritzt wird. Letzteres Verfahren kostet zwar weniger Arbeitskraft als ersteres, ist aber kostspieliger und zeitraubender. Auf englischen Werken[2]) erfolgt wohl das Ablöschen mit Wasser innerhalb des Ofens durch Einspritzen, wodurch nebst vollständigerer Entschwefelung (S. 78) eine Verringerung des Abbrandes erzielt werden soll.

Mit Wasser abgelöschte Cokes sind reiner als mit Sand oder Asche gedämpfte, zeigen ein schöneres silberglänzendes Ansehen und das Verfahren erfordert weniger Zeit und Raum; dagegen tritt aber leicht der Nachtheil einer Gewichtsvermehrung durch Wasseraufnahme ein.[3]) Es findet bei genügender Wasserzuführung durchschnittlich eine Gewichtszunahme von 6 Proc. statt, und zwar nimmt die dichtere Mittelschicht nicht mehr als 1.5 Proc., die porösere Kopfschicht bis zu 120 Proc. und die Fussschicht bis zu 13 Proc. davon auf. Kalt ins Wasser geworfene gedämpfte Cokes binden nicht $^1/_3$ so viel Wasser, als im glühenden Zustande mit Wasser abgelöschte. Seltener lässt

---

1) Berggeist 1861, No. 93. B. u. h. Ztg. 1863, 284; 1864, 217; 1870, 31, 311. Ztschr. d. Ver. deutsch. Ing. Bd. 6, 1862. Kerpely's Ber. 3, 37. Muspratt-Kerl, techn. Chem. 3, 356. Percy-Knapp's Met. 1, 185. Studienreise der Studirenden der Berlin. Gew. Akademie S. 152. Sammlung von Zeichnungen für die Hütte 1861, No. 2 a b. 2) Oest. Ztschr. 1866, S. 172. 3) Oest. Ztschr. 1867, S. 65.

man zu den glühenden mit Kohlenlösch bedeckten Cokes im Ofen behuf Löschung und Entschwefelung (S. 78) Wasserdampf treten.

Classification der Oefen.

Die Classification[1]) der zahlreichen hierher gehörigen Oefen kann auf verschiedene Weise geschehen und zwar

Stehende u. liegende Oefen.

1) nach der vorwaltenden Dimension in liegende, stehende und geneigte. Die liegenden Oefen (z. B. von François oder Rexroth, Gobiet, Smet, Fromont, Gendebien, Coppée u. A.) sind die verbreitetsten und haben hinsichtlich ihrer Bauart manche Bequemlichkeit und bei richtiger Construction, namentlich bei geringerer Breite, ein Ausbringen, welches dem in den schmalen verticalen oder stehenden Oefen von Appolt nahezu gleich kommt. In wiefern die Breite der Oefen einen Einfluss auf das Ausbringen hat, ist bereits (S. 87) erwähnt. Die stehenden Oefen erfordern einen grösseren Niveauunterschied. In geneigten Oefen hat man die sonst mit Hindernissen verbundene Fortleitung der Gase in den langen horizontalen Heizcanälen vermeiden, so wie ein bequemeres Entleeren von selbst erreichen wollen (Pauwell's Ofen[2]) in Dubochet's Gasfabrik in Paris).

Ein- und zweithürige Oefen.

2) Nach der Thürenanzahl. Einthürig sind z. B. die Oefen von Fromont, Gendebien, Coppée, Smits, Dulait u. A., zweithürig die Oefen von Talabot (die eine Thür ist grösser als die andere, was eine besondere Druckmaschine erheischt), Coppée, Fabry, Appolt, François oder Rexroth, Jacobi, Smet u. A. Die einthürigen Oefen können im Vergleich zu zweithürigen ein grösseres Ausbringen haben, weil während der Zeit des Cokesziehens kein Luftzug darin stattfindet.

Luftzuführungsarten.

3) Nach der Art der Luftzuführung, und zwar

Luftzutritt in die Aussencanäle.

a) tritt die Luft nicht in den Vercokungsraum, sondern nur zu den Gichtgasen in den Canälen zwischen den Ofenwänden, in Folge dessen das Ausbringen das höchste zu erreichende ist (Retortenöfen). Zuweilen werden die flüchtigen Destillationsproducte durch Abkühlung in nutzbare flüssige und gasförmige Bestandtheile geschieden.

α) Oefen ohne Condensation der flüchtigen Substanzen.

Beispiele.

Appolt's Ofen[3]) (Fig. 35 u. 36) mit vertikalen Vercokungsräumen und Selbstentleerung durch das eigene Gewicht der Cokesmasse (S. 88). *a* 12—18 kleine vierseitige Schachtöfen von 4 M. Höhe, 0.45 M. mittlerer Weite (mit nach oben um 0.06 M. einwärts geneigten Wänden), 1.24 M. Länge und 2.23 Cbkm. Inhalt in einem gemeinschaftlichen Rauhgemäuer und mit Canälen *b* in den Wänden *c*. *d* Bindesteine zwischen den Abtheilungen. *e* Spalten zum Austritt der Vercokungsgase in die leeren Räume *b*, in welchen sie durch die aus Zügen *f* zutretende Luft verbrannt werden. Während die unteren Schlitze *e* sich nur an den schmalen Ofenseiten befinden, sind die breiten Seiten auch mit den oberen beiden Löcherreihen *m* und *n* versehen. Zur Ableitung der verbrannten Gase befinden sich in den langen Seiten der äusseren Ofenwände Canäle, und zwar auf jeder Seite drei *g* vom unteren Theile der leeren Zwischenräume *b* aus und drei andere *h* von deren oberem Theil, also im Ganzen 12 Canäle, deren untere horizontalen Theile in *b* münden, während

---

1) B. u. h. Ztg. 1871, S. 390. 2) Muspratt-Kerl, techn. Chem. 3, 367. Dingl. 142, 414; Berggeist 1861, No. 69. 3) B. u. h. Ztg. 1856, S. 137; 1859, S. 100, 161, 224; 1860, S. 83, 424; 1864, S. 224; 1865, S. 103, 139; 1869, S. 363. Berggeist 1864, No. 89. Dingl. 141, 350. Studienreise d. Studirenden d. Berl. Gewerbe-Instituts S. 255. Sammlung von Zeichnungen für d. Hütte 1865, No. 7. Kärnthner Ztschr. 1870, S. 147 (mit Zeichnungen).

die folgenden Theile derselben senkrecht und jeder mit einem Register *R* versehen sind. Die drei von unten aufwärts gehenden Canäle münden in denselben horizontalen Canal *i* aus, während die drei von oben ausgehenden in einen zweiten, ebenfalls

Fig. 35.

horizontalen Canal *j* [1]) auslaufen, welcher neben dem ersteren sich befindet und mittelst einer Wand aus feuerfesten Ziegeln davon getrennt ist. In 1 M. Höhe über ihrer Sohle vereinigen sich beide horizontale Canäle in eine Zugesse *k*, welche sich noch 4 M. über diesen Vereinigungspunkt erhebt. Die stark zusammengezogene Gicht besitzt einen durch eine Eisenplatte verschliessbaren Schlitz zur Aufnahme der Kohlen aus einem darüber auszustürzenden Wagen und die Sohle eine gusseiserne Thür *l*, welche vor der Vercokung mit Asche und Cokeslösche bedeckt wird und beim Oeffnen nach vollendeter Vercokung den Inhalt des Ofens über den Abrutschflächen *n* hin in Wagen gleiten lässt, welche zum Dämpfen der Cokes mit einem Deckel unter Wasserverschluss versehen und auch wohl durch Benetzen der Wände gekühlt werden. Man regulirt den Luftzug während der Destillation so, dass die Temperatur anfangs steigt, dann wieder abnimmt. Eine Charge von 1350 bis 1400 Kil. pro Kammer ist in 24 Stunden vercokt, bei einem Ausbringen von 64—66, selbst 68 Proc. sehr fester Cokes.

In dem Appolt'schen Ofensystem sind zwar alle auf ein hohes Ausbringen influirenden Bedingungen (vollkommener Luftabschluss vom Vercokungsraum, grösstmöglichste Berührungsfläche zwischen Kohlencharge und Ofenwandungen, zweckmässige Ableitung der Gase, sowie vollkommene, von hoher Hitzentwicklung begleitete Verbrennung derselben und Raschheit des Processes) neben leichter Bedienung, rascher Entleerung und Füllung und gleichzeitiger Entleerung mehrerer Kammern

1) Die Buchstaben i und j sind in der Figur verwechselt.

erfüllt, aber die Nachtheile der höheren Anlagekosten, welche im Vergleich zu guten horizontalen Oefen nicht proportional sind, die schwierige Errichtung auf ungeeignetem Terrain (sie erfordern einen disponibeln Niveauunterschied von 7.54 Meter), die mindere Tauglichkeit derselben zur Vercokung starkbackender Kohle, sowie die Schwierigkeit der Reparaturen (es kann keine Kammer von einer anderen unabhängig reparirt werden, ohne den ganzen Ofen kalt zu legen) haben der allgemeinen Einführung dieser Oefen entgegengewirkt und zieht man denselben im Saarbecken z. B. die Smet'schen Oefen vor. Siemens hat den Appolt'schen Oefen ähnliche Oefen mit Regeneratoren construirt.

Fig. 36.

Hierher gehört auch Pauwell's (Dubochet's) geneigter Retortenofen (S. 89), welcher, früher auf der de Wendel'schen Cokerei in Betrieb, wegen seiner mannigfaltigen Nachtheile längst cassirt ist.

β) Oefen mit Condensation der flüchtigen Substanzen.

Beispiele.

Knab's Ofen[1]) entlässt die Destillationsproducte in einen Condensator, aus welchem die Gase auf einen mit glühenden Kohlen versehenen Rost unter dem Cokesofen treten und dessen Boden und Wände erhitzen. — Zu St. Etienne[2]) ist diese Vorrichtung verbessert durch Anbringen eines Exhaustors zwischen Ofen und Gasrecipienten. — Dem Knab'schen ähnlich ist Penelot's Ofen[3]) eingerichtet, welcher ein Ausbringen bis 69 Proc. gestattet. — Benut und Renaut's Ofen[4]) liefert gute Cokes und Nebenproducte.

Luftzutritt in den Vercokungsraum.

b) Es findet ein Luftzutritt in den Vercokungsraum statt, die entwickelten Destillationsproducte verbrennen hier und die heissen Verbrennungsgase erhitzen dann Boden und Wände des Ofens. Zuweilen benutzt man die von hier abgehenden Gase noch anderweitig (z. B. zum Eisenerztrocknen[5]) bei Gobiet's Ofen), zum Erhitzen von Gebläseluft[6]) bei François' Ofen, von Dampfkesseln bei Fromont's Ofen[7]), zum Trocknen von Ziegeln[8]) u. s. w. oder leitet sie, jetzt sauerstoffarm, in den Cokesofen zurück (System von Claridge und Ropes, von Dupré[9]).

Modificationen.

Die hierher gehörigen, neuerdings am häufigsten angewandten Oefen unterscheiden sich hauptsächlich durch die Art der Flammen-

1) B. u. h. Ztg. 1860, S. 371; 1864, S. 225. Bullet. de la soc. de l'industrie minérale B. 14, Lief. 1. 2) B. u. h. Ztg. 1863, S. 282. 3) Kerpely's Ber. 2, 67. 4) Dingl. 197, 411. 5) B. u. h. Ztg. 1862, S. 329. 6) Borggeist 1865, No 40. 7) B. u. h. Ztg. 1864, S. 101. 8) Michaëlis, die hydraulischen Mörtel 1869, S. 150. 9) Knapp, chem. Techn. 1, 251.

leitung und die Anordnung der Züge, auch die Combination der Vercokungsräume unter einander, was einen wesentlichen Einfluss auf die Dauer, Kosten und Unterhaltung der Oefen, auf die Ausnutzung der Wärme und das Cokesausbringen hat. Die Cokesmasse spaltet sich in an der Sohle geheizten Oefen in zwei Theile, eine untere dünnere (Fuss) und eine obere mächtigere, dadurch hervorgebracht, dass die Kohlen von oben und unten zuerst verkohlen und von der Mitte nach beiden Richtungen hin schwinden.

Ofenheizung mit eigenen Gasen.

α) Oefen, durch ihre eigenen Gase geheizt. Seltener werden die Cokesgase durch Oeffnungen in der Hinterwand nur allein unter die Ofensohle geleitet[1]) (Oefen von Marsilly und Jones, letzterer mit Zuführung von erhitzter Luft in den Vercokungsraum), als gleichzeitig zur Boden- und Wändeheizung benutzt. Von letzterer Einrichtung sind die meisten der neueren Vercokungsöfen.

Beispiele.

Haldy's Ofen[2]) hat in den Seitenwänden verticale Züge, in horizontale unter der Sohle mündend, von wo die Gase in den Hauptcanal und von dort in eine gemeinschaftliche Esse ziehen. Es findet eine theilweise Luftzuführung in die Gascanäle statt. Jeder Ofen heizt seine eine Seitenwand und nur der an dem einen Ende befindliche zwei Wände. Oefen zu Saarbrücken von 7.541 M. Länge, 1.255 M. Breite und 1.177 M. Höhe fassen 6500—7500 Kil. Kohlen, welche bei 59 Proc. Ausbringen in 48 Stunden gaar sind. Da die in die Seitencanäle tretenden Gase Wege von verschiedener Länge zurücklegen müssen, so ist, was ein Uebelstand, die Heizung der Seitenwände eine ungleichmässige.

François' oder Rexroth's Ofen[3]) hat keine verticalen, sondern nur zwei horizontale Canäle, deren oberer durch quadratische Oeffnungen die Gase aus dem Innern des 7.541 M. langen, 0.941 M. breiten und 1.464 M. hohen Ofens aufnimmt. Ein Einsatz von 4500 Kil. liefert in 48 Stunden 60 Proc. Cokes. Die Erwärmung der Seitenwände findet, was auf das Ausbringen günstig einwirkt, gleichmässiger und vollständiger statt, als in Haldy's Ofen, dagegen ist die Stabilität der Wärme etwas geringer, die Amortisationskosten sind etwas grösser und die Ofenconstruction ist im Ganzen etwas weniger solid, indem in den Françoisöfen die Canäle zuweilen einfallen. Für die mageren Kohlen von Kladno sind neben François' Oefen die nur 235—261 Mm. weiten und 1.26 M. hohen Jacobi'schen Oefen im Gange, welche dadurch besonders charakterisirt sind, dass sich die Gase des einen Ofens einem beliebigen Ofen der ganzen Reihe, welcher gerade einer höheren Temperatur bedarf, zuleiten lassen. Das Ausbringen beträgt 7 bis 8 Proc. mehr, als in François' Oefen und um 20 Proc. in gleicher Zeit mehr. Das Chargiren geschieht von oben (S. 88), das Ausdrücken der Cokes mittelst einer Dampfmaschine.

Gobiet's Ofen[4]) entlässt die Gase durch Oeffnungen der einen inneren Seite in einen horizontalen Canal, von wo sie unter dem Boden circuliren, dann in einem verticalen Canal aufsteigen und durch einen weiten, sich über sämmtlichen Oefen hinziehenden Canal abgeleitet werden. Bei solider Construction sollen diese Oefen die Hälfte Ersparung an Arbeitslohn gegen andere Systeme gestatten und ein Ausbringen bis zu 75 Proc. und mehr geben.

Bei den Oefen von Talabot[5]), Fabry[6]) und Coppée[7]) vereinigen sich die Gase aus zwei Oefen zur Erhitzung von Boden und Wänden. In Rheinland-Westphalen rechnet man die letzteren Oefen zu den besten, welche existiren.

Laumonier's Ofen[8]) besteht aus 24 radial um einen Schornstein gruppirten Vercokungsräumen, durch keilförmige Mauern von einander geschieden, welche

---

1) Dingl. 154, 173. Knapp, chem. Techn. 1, 278. Percy-Knapp, Met. 1, 181. 2) B. u. h. Ztg. 1865, S. 103. Berggeist 1864, No. 89. Kärnthner Zeitschr. 1870 No. 2. 3) B. u. h. Ztg. 1860, S. 83, 424; 1862, S. 239; 1864, S. 218, 225; 1865. S. 103; 1866, S. 76. Berggeist 1861, No. 91; 1864, No. 89. Kärnthner Zeitschr. 1870 No. 2. Sammlung von Zeichnungen für die Hütte 1860, No. 19; 1865, No. 10. 4) B. u. h. Ztg. 1862, S. 329; 1867, S. 12. 5) B. u. h. Ztg. 1864, S. 217. 6) B. u. h. Ztg. 1864, S. 224. 7) B. u. h. Ztg. 1864, S. 125, 218; 1870, S. 30. 8) Oest. Ztschr. 1866, S. 172.

in vordern stärkern Theil 2 Reihen, im hintern schwächeren 1 Reihe Züge besitzen. In diesen fallen die Gase zu beiden Seiten vertical herunter, gehen nach der Peripherie, sodann, durch eine mitten unter dem Ofen liegende Zunge getrennt, unter die Sohle nach dem sie vereint in die Höhe führenden Zuge, welcher gleichzeitig die Rückwand des Ofens heizt. Der Ofen soll eine geringe Abkühlung erleiden und in Folge dessen nur wenig Reparaturkosten erfordern, auch das Ausziehen der Cokes leicht geschehen lassen bei hohem Ausbringen.

Mánkowsky's Ofen[1]) mit Zügen an Seite und Sohle soll zu Fünfkirchen gute Resultate ergeben haben.

Ofenheizung mit Gasen der benachbarten Oefen.

β) Oefen, deren Gase sie wechselseitig heizen. Die Gase aus dem einen Ofen erhitzen durch Eintritt in dessen Umhüllung jedesmal den daneben befindlichen Ofen. Entweder liegen die Oefen paarweise über einander (Oefen von Fromont[2]) und Bourg), oder über zwei unteren steht ein Ofen mitten darüber (Gendebien[3]), oder je zwei Oefen stossen mit dem Rücken zusammen (Smits[4]), Dulait[5]), letzterer Ofen mit Zuführung heisser Luft in die Zwischencanäle, was in allen drei Fällen zu einer kostspieligen und wenig dauerhaften Construction führt. Bei den ähnlichen Fabry'schen Oefen dringen die Gase nicht nur durch die Gewölbeöffnungen, sondern auch durch Fugen in den langen Seitenwänden in die Zwischencanäle ein. Man zieht im Allgemeinen die Heizung eines Ofens durch seine eigenen Gase der Heizung eines anderen von denselben vor, weil in letzterem Falle leicht zwei verschiedene Cokessorten entstehen und bei eintretenden Reparaturen des einen Ofens der nächst folgende und allmählich dann auch die übrigen eine Abkühlung erleiden.

Fig. 37.

Von den hierher gehörigen Oefen hat hauptsächlich der Smet'sche[6]) eine allgemeinere Anwendung gefunden.

Beispiele.

Smet's Ofen (Fig. 37). Die Gase ziehen durch eine Oeffnung im Gewölbe in dem Längscanal *o* hin, dann in dem Canal *p* wieder her, und gelangen aus diesem unter die Sohle und auf Schlangenwegen in die Esse, wobei eine sehr vollständige Verbrennung der Gase stattfindet. Jeder Ofen erwärmt somit die rechte Seite des nächsten. Als Vortheile dieser Oefen gelten: die Gasabführung im

1) Oest. Ztschr. 1859, No. 29. 2) B. u. h. Ztg. 1864, S. 101, 125. Kärnthn. Ztschr. 1870, No. 4. S. 147. 3) B. u. h. Ztg. 1864, S. 125. 4) B. u. h. Ztg. 1864, S. 155. 5) B. u. h. Ztg. 1864. S. 157. 6) B. u. h. Ztg. 1864, S. 224; 1865, S. 105. Borggelat 1864, No. 89. Muspr.-Kerl, techn. Chem. 3, 359. Kärnthn. Ztschr. 1870, No. 4.

Gewölbe, so dass dieselben bis dahin besetzt werden können, eine verhältnissmässig kurze Vercokungsdauer wegen geringer Breite und grösserer Höhe, gute Qualität der Cokes, Einfachheit und Dauerhaftigkeit. Im Saarbrück'schen erhalten Oefen von 4.079 M. Länge, 0.628 M. Breite und 1.098 M. Höhe Einsätze von 2250 Kil., welche in 24 Stunden 62—63 Proc. Cokes geben.

In ihrer Herstellung etwas theuer wegen Erforderniss von meist Chablonensteinen geben sie z. B. auf Burbacher Hütte das hohe Ausbringen von 68 Proc. Ein Ofen kostet etwa 934 fl. öster. Von allen Oefen im Saarbecken hat der Smet'sche das günstigste Urtheil für sich, ist aber noch der Verbesserung fähig durch zweckmässige Luftzuführung in die Gascanäle und möglichst guten Abschluss des eigentlichen Vercokungsraumes.

Fromont's Ofen besteht aus zwei übereinanderliegenden Ofenräumen, wobei die Gase aus dem unteren Raume zuerst in die Seitencanäle der Ofenwand des oberen Herdraumes aufsteigen und von da gemeinschaftlich mit den Gasen des oberen Ofens bis unter die Sohle des darunter liegenden Ofens hinabgeführt werden. Dieses Ofensystem, z. B. zu Hirschbach im Saarbecken ausgeführt, liess trotz der complicirten Gasführung nicht die davon erwarteten Hitzgrade erzielen, erforderte bedeutende Herstellungskosten bei geringer Dauer und wurde deshalb bald gänzlich abgeworfen.

Eigenschaften und Zusammensetzung der Cokes.

Je nach der Beschaffenheit der Steinkohlen, der Art der Vercokung u. s. w. erscheinen die Cokes porös und leicht, dicht und schwer, mürbe und zerreiblich oder hart und fest, bald tief dunkelgrau, matt und glanzlos, bald silbergrau und lebhaft metallglänzend, bei grösserem Schwefelgehalt in Regenbogenfarben spielend. Für metallurgische Zwecke eignen sich besonders dichte, schwere, homogene Cokes mit glatter glänzender hellgrauer Oberfläche, flachmuschlicher und nicht zu grossporiger Bruchfläche bei möglichst geringem Aschengehalt. Die Festigkeit giebt sich am Klang zu erkennen. Dieselben enthalten bis 93 C, 0.3—0.5 H, 2—2.5 O und N, 3 bis 5 Asche und 5—10 hygroskopische Feuchtigkeit. Der Aschengehalt schwankt zwischen 1—30 Proc.; Cokes mit mehr als 10—12 Proc. Asche gehören schon zu den schlechteren. Die Zusammensetzung der Asche gleicht der der Steinkohlen [1]) (S. 67); von ihrem Schwefelgehalt war bereits (S. 78) die Rede. Richtig gelöschte Cokes enthalten 2—3, höchstens 5—6 Proc. Wasser (S. 88), welches beim Lagern in trockner Luft etwas abnehmen, beim Lagern im Freien bei Regen aber auf 18—20 Proc. steigen kann. Andauernd unter Wasser aufbewahrt, nehmen die Cokes bis 25 Proc. Wasser auf. [2])

Wärmeeffect.

Die Cokes reduciren 22—30 Proc. Blei. Nach Brix lieferte 1 Thl. getrocknete und ungetrocknete Cokes resp. 7.81 und 7.34 Thle. Dampf aus Wasser von 0°.

C. Gasförmige Brennmaterialien.

Entstehung.

41. Allgemeines. [3]) Brennbare Gase [4]) entstehen auf die angegebene Weise (S. 43) entweder als Nebenproducte und entweichen aus den Gichten der Schmelzapparate (Gichtgase) oder werden in be-

1) Richters, Untersuch. d. Steink. in Preuss. Ztschr. 19, 87. 2) Polyt. Centr. 1866, S. 1447. Knapp, chem. Techn. 1, 292. 3) Bischof II, die indirecte, aber höchste Nutzung d. rohen Brennmaterialien. 1856. Zerrenner, Gasfeuerung. 1856. Steinmann, Compendium der Gasfeuerung 1868; Ergänzungsheft dazu 1870. Kerpely's Fortschr. der Eisenhüttentechnik. 1—5. Jahrg. 4) Ursprung des Wortes „Gas" in Berggeist 1867, No. 39.

sonderen Apparaten (Generatoren) absichtlich erzeugt (Generatorgase), in beiden Fällen hauptsächlich durch beschränkten Luftzutritt zu einer hohen Schicht Brennstoff entstehend, wobei neben mit Stickstoff gemischtem Kohlenoxydgas hauptsächlich Kohlensäure sich bildet, welche aber in Berührung mit den überschüssigen glühenden Kohlen grossentheils zu Kohlenoxydgas reducirt wird [1]), theilweise aber sich dieser Zersetzung entzieht und dann im Gasgemisch sich findet. Durch eine verkohlende Wirkung bei der unvollständigen Verbrennung können Kohlenwasserstoffgase entstehen und durch Einwirkung von Wasserdampf aus Kohle (S. 42) auch Wasserstoff, so dass das Gasgemisch an brennbaren Gasen hauptsächlich Kohlenoxydgas und untergeordnet Kohlenwasserstoff und Wasserstoff, an unbrennbaren Stickstoff und Kohlensäure enthält. Wenngleich durch directe Verbrennung eines reinen festen Brennstoffes der Theorie nach in Summa mehr Wärme erzeugt werden muss, als durch die auf obige Weise daraus entwickelten Gase (indirecte Verbrennung), so ergiebt doch die Praxis meist das Gegentheil in Folge der verschiedenen Beschaffenheit der Brennstoffe (Aschen- und Wassergehalt, feine Zertheilung) und der Unvollkommenheit der Rosteinrichtungen, und es liegen die Vortheile der Gasfeuerung gegenüber der directen hauptsächlich in der Möglichkeit, eine theoretische Verbrennung nach stöchiometrisch begründeten Gesetzen herbeizuführen [2]) (Verwendung eines Luftmangels oder Luftüberschusses, Erzeugung einer neutralen, oxydirenden oder reducirenden Flamme). Dabei kann man bei hinreichender Räumlichkeit des Generators beliebig grosse Mengen Gas und somit aus den schlechtesten Brennmaterialien die zu jedem metallurgischen Processe pro Zeiteinheit erforderliche Wärmemenge entwickeln. Durch Erwärmung der Verbrennungsluft und auch der Gase lässt sich der Effect derselben wesentlich steigern, so dass mit Gasen die höchsten Temperaturen (zum Puddeln, Schweissen, Schmelzen von Stahl und Roheisen u. s. w.) zu erzeugen sind, während das Rohmaterial zu denselben etwa wegen zu grossen Aschen- und Wassergehaltes oder wegen zu grosser Zertheilung (Torf-, Braunkohlen- und magerer Steinkohlengrus, Sägespäne u. s. w.) bei directer Verwendung nicht brauchbar ist.

Anwendbarkeit.

Wenn die Gasfeuerungen den Erwartungen nicht überall entsprochen haben, so hat dieses wohl in mangelhafter Erfüllung der dafür erforderlichen Bedingungen seinen Hauptgrund.

Theile der Gasfeuerungen.

Jede Gasfeuerung erfordert als wesentliche Theile einen Gaserzeuger (Schmelzapparat, Generator) und eine Verbrennungsvorrichtung für die Gase mit Zug- oder Gebläseluft, von gewöhnlicher Temperatur oder erhitzt. Dazwischen können eingeschaltet sein: Vorrichtungen zum Ansammeln des mit fortgerissenen Flugstaubs (Rauchsammler, Gasreiniger), zur Condensation von Wasserdämpfen (Lundin's Condensator) und zum Vorerhitzen nur der Verbrennungsluft oder auch der brennbaren Gase (Regeneratoren).

Geschichtliches.

Obgleich Lampadius die Verkohlungsgase schon 1801 zur Anwendung empfahl und Aubertot Gichtgase im Jahre 1814 zum Erz-

1) Erdm. J. 55, 399 58, 483. 2) B. u. h. Ztg. 1867, S. 258. Oest. Ztschr. 1868, No. 41.

rösten, Kalkbrennen u. s. w. benutzte, so verdankt man doch die allgemeinere Einführung der Gichtgase in die Praxis besonders Faber du Faur (1837) und die Anwendung der Generatorgase Bischof in Mägdesprung (1839), dann ist letztere von österreichischen Hüttenmännern weiter ausgebildet, auch 1842 von Pages und Ebelmen versucht worden.[1]) Der wichtigste Schritt der Neuzeit ist die Geltendmachung des Siemens'schen Regenerativsystems, nach welchem durch Vorerhitzen der brennbaren Gase und der Verbrennungsluft in einem von den früheren ganz abweichenden Erhitzungsapparate die vollkommenste Methode der Wärmesteigerung und ihrer Nutzbarmachung geschaffen ist. Durch Einschaltung des Lundin'schen Condensationsapparates ist die Möglichkeit gegeben, wasserhaltige Brennstoffe niederer Ordnung, z. B. Sägespäne mit 50 Proc. Wassergehalt und darüber, ohne jegliche Aufbereitung und Präparation zur Erzeugung der höchsten Verbrennungstemperaturen anwendbar zu machen.

Neuerdings hat man auch Petroleumgas (S. 43) unter Zuführung von Wasserdampf zum Befeuern von Oefen mit Vortheil benutzt (Röstofen von Villard[2]).

Eigenschaften der Gase.

Es können bei Berechnungen folgende Daten in Betreff der Gase u. s. w. von Interesse sein:

	Abs. Wärmeeff. Wärmeeinh.	Pyrometrischer Wärmeeffect in Sauerst.	in Luft	Spec. Wärme	Spec. Gew.
Wasserstoff	34460	4073°	2080°	3.294	0.0688
Kohlenoxydgas	2403	5316—7090°	2121—2828°	0.288	0.9678
Grubengas	13063	4766°	1935°	—	0.5589
Oelbildendes Gas	11858	6308°	2290°	0.421	0.9852
Kohlensäure	—	—	—	0.221	1.5245
Stickstoff	—	—	—	0.275	0.9757
Sauerstoff	—	—	—	0.236	1.000
Atm. Luft	—	—	—	0.267	—
Wasserdampf	—	—	—	1.847	—
Wasser	—	—	—	1.000	—
Brennmaterialasche	—	—	—	0.200	—

Es verbrennen nach Gewichtstheilen:

1 Kohlenstoff mit 2.67 O zu 3.67 Kohlensäure
1 „ „ 1.33 „ „ 2.33 Kohlenoxydgas
1 Kohlenoxyd „ 0.57 „ „ 1.57 Kohlensäure
1 Grubengas „ 4.00 „ „ 2.75 Kohlensäure u. 2.25 Wasser
1 Wasserstoff „ 8.00 „ „ . . . . . 9.00 „

Dem Volumen nach:

Kohlenoxyd mit $^1/_2$ O zu 1 Kohlensäure
Wasserstoff „ $^1/_2$ „ „ . . . . . 1 Wasser
Oelbildendes Gas „ 3 „ „ 2 Kohlensäure u. 2 „

1. Gichtgase.

Begriff.

42. Allgemeines. Im allgemeinen Sinne nennt man alle aus einer Feuerstelle unbenutzt entweichenden Gase Gichtgase, mögen dieselben noch brennbare Bestandtheile enthalten oder nur durch ihre Hitze (Ueberhitze) wirksam sein können. Im engeren Sinne und

---

1) Geschichtliches: Zerrenner c. l. S. 250. Kerl, Met, 1, 300. Percy-Wedding's Eisenhüttenkunde 2, 314. Hartmann's allgem. B. u. h. Ztg. 1862, S. 389. Steinmann c. l. B. u. h. Ztg. 1869, S. 139. 2) San Francisco Scientific Press 1871, Vol. 22, No. 16.

gewöhnlich begreift man darunter nur der Gicht von Herd- und Schachtöfen entströmende noch brennbare Gase und zwar hauptsächlich bei der Eisengewinnung[1]), da die Gase aus anderen metallurgischen Oefen[2]) meist zu viel Flugstaub und schädliche schweflige Säure oder zu wenig brennbare Bestandtheile enthalten und Versuche zu ihrer Verwendung sich nur selten, z. B. zur Winderhitzung beim Riechelsdorfer Kupferschieferschmelzen, beim Uralischen Raschetteofen u. s. w., bewährt haben. Jedoch beginnt man neuerdings, Gase und Dämpfe aus Bleiöfen behuf Condensation der letzteren nach Art der Gichtgase bei Eisenhohöfen abzuleiten (Pilz'scher Ofen in Freiberg, Przibram u. s. w.). Ursprung.

43. Zusammensetzung und Eigenschaften der Gichtgase. Die Zusammensetzung der Gase variirt nach der Qualität des angewandten Brennstoffs, nach der Temperatur und Compression der Verbrennungsluft, nach dem Gange des Ofens und nach der Höhe, bei welcher die Auffangung der Gase im Ofen geschieht. Während man früher dieselben möglichst tief aus dem Ofen entzog, um dann bei ihrer höheren Temperatur grössere Hitze zu erzeugen, z. B. für Puddel- und Schweissöfen genügende, so beschränkt man sich neuerdings — da durch Entziehung von zu viel Wärme und zu viel reducirenden Gasen aus den unteren Ofentheilen der Ofengang leicht in Unordnung geräth und sich dann die Gase in ihrer Zusammensetzung unvortheilhaft ändern können — meist darauf, unreinere Ofengase von minderer Temperatur oberen Ofentheilen zu entnehmen und dieselben zur Hervorbringung niedrigerer und namentlich Schwankungen zulassender Temperaturen zu verwenden (Dampfkesselheizung, Winderhitzung, Erzröstung, Trocknen und Darren von Brennmaterialien u. s. w.).[3]) Zur Erzeugung höherer Temperaturen wendet man dann lieber Generatorgase an. Zusammensetzung. Ort der Gasentziehung.

Es liegt eine grosse Reihe Analysen[4]) namentlich von Eisenhohofen-Gichtgasen von Bunsen, Playfair, Ebelmen, Heine, Langberg, Scheerer, Richter, Rinmann und Fernqvist u. A. vor, welche sich in Percy-Wedding's Eisenhüttenkunde 2, 217 am vollständigsten zusammengestellt finden und nach Knapp durchschnittlich etwa nachstehende (Tabelle S. 98) Zusammensetzung repräsentiren. Analysen.

In verbrannten Schweissofengasen[5]) wurden in Volumprocenten gefunden:

Kohlensäure	15.8
Kohlenoxydgas	5.7
Wasserstoffgas	1.7
Stickstoff	76.8

v. Mayrhofer[6]) berechnet die Temperatur, Zusammensetzung und

1) Kerl, Met. 1, 305. B. u. h. Ztg. 1865, S. 257. Ueber die Entwicklung u. Verwendung der Wärme in Eisenhohöfen. Von J. L. Bell, übersetzt u. mit Bemerk. begleitet von P. Tunner. 1870. 2) Riechelsdorfer Kupferschieferöfen in Ann. d. min. 4 sér. 4, 541. Kerl, Met. 2, 447. Mansfelder Kupferschieferöfen. Bgwfr. 3, 257; 5, 209; 6, 513; 7, 545. Russische Kupferöfen B. u. h. Ztg. 1846, S. 569. Freiberger Rohsteinöfen B. u. h. Ztg. 3, 137. — Oberharzer Steinröstung: Kerl, Oberharz. Hüttenprocesse 1860, S. 234. Spanische Bleiöfen in Schweiz. polyt. Ztschr. 7, 122. Kremnitzer Reichverbleiungsöfen in Oest. Ztschr. 1856, S. 60. 3) Kerl, Met. 1, 307. 4) Analysirverfahren und Auffangungsmethoden dafür. Bunsen, gasometrische Methoden 1857. Rammelsberg's quantitative Analyse 1863, S. 280. Bgwfr. 5, 229. Erdm. J. f. pr. Chem. 42, 145. B. u. h. Ztg. 1865, S. 438. Dingl. 202, 146. 5) B. u. h. Ztg. 1865, S. 438. 6) Oest. Ztschr. 1861, No. 11.

Menge der Gichtgase aus der Zusammensetzung der Kohlen und der Beschickung, dem Kohlenverbrauch, der Windmenge und dem Beschickungsverbrauch.

Eisenhohofen-Gichtgase.

	Dem Volumen nach			Dem Gewichte nach		
	Holzkohle	Cokes	Steinkohle	Holzkohle	Cokes	Steinkohle
Stickstoff	62.0	63.7	50.9	61.5	64.4	56.3
Kohlenoxyd	25.1	34.8	19.3	24.9	34.6	21.5
Kohlensäure	8.5	0.6	9.1	12.6	0.9	15.2
Wasserstoff	3.2	1.4	12.4	0.2	0.1	1.0
Grubengas	1.2	—	6.6	0.6	—	4.2
Oelbildendes Gas	—	—	1.6	0.2	—	1.8
Cyan	—	—	Spr.	—	—	—
	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
Geben Wärmeeinheiten (S. 47) nach calorimetrischer Berechnung				1848	1312	5709

Bildungsweise der einzelnen Bestandtheile.

Um für die Theorie des Hohofenprocesses die wichtigsten Bestandtheile der Gichtgase nutzbar und aus den Analysen derselben praktische Schlüsse zu machen, hat man Kohlensäure und Kohlenoxydgas auf eine unveränderliche Grösse, nämlich auf 100 Vol. Stickstoff berechnet. Die Kohlensäure entsteht durch directe Verbrennung vor der Form, durch Oxydation von Kohlenoxydgas durch den Sauerstoff des Erzes, aus kohlensäurehaltigen Schmelzmaterialien und wird in geringen Mengen mit der Luft eingeführt; Kohlenoxyd durch unmittelbare Verbrennung, Reduction von Kohlensäure durch Kohlenstoff und vielleicht durch Dissociation[1]) der Kohlensäure (S. 45) und zwar nehmen die Quellen für die Kohlensäurebildung im Ofen von unten nach oben zu, für Kohlenoxydgaserzeugung aber ab. Während in tieferen Ofentheilen der Gehalt der Gase an Kohlenoxydgas schwankt, so pflegt derselbe an der Gicht nahezu gleich zu sein und zwar ist es für die Wärmeausnutzung um so günstiger, je geringer dieser Gehalt ist. In gleichen absoluten Höhen über den Formen verschiedener Hohöfen zeigt sich der Kohlenoxydgasgehalt in niedrigeren Oefen geringer, als in höheren. Am ungleichmässigsten zeigt sich in oberen Ofengegenden das Verhältniss zwischen Kohlensäure und Kohlenoxyd bei rohen Brennstoffen; in der Nähe der Formen wird bei einem poröseren Brennstoff (Holzkohlen) die Kohlensäure leichter zu Kohlenoxyd reducirt, als bei einem dichteren (Cokes) und es braucht deshalb für dieselbe Menge Erz ein Holzkohlenofen am wenigsten, ein Cokesofen mehr und ein Steinkohlen- oder Anthracitofen am meisten Brennmaterial. In ein und demselben Ofenquerschnitt zeigt sich jenes Verhältniss an verschiedenen Stellen abweichend in Folge verschiedener Geschwindigkeit der Gase in der Mitte und an den Wänden, des Eindringens sauerstoffreicher Gase in den Herd und zuweilen der einseitigen Gasentziehung. — Grubengas entwickelt sich bei allen Brennmaterialien, auch bei verkohlten, bis zu einer Tiefe nahe der Form (etwa 1—4, bei Steinkohlen bis 8 Vol. Proc.); ölbildendes Gas nur aus Steinkohlen bis etwa zur Hälfte des Ofens von der Gicht ab, beim Aufsteigen sich in leichten Kohlenwasserstoff und Kohlenstoff zerlegend. — Wasserstoff, durch alle Tiefen des Ofens und von unten nach oben zunehmend, rührt in unteren Ofentheilen von der Einwirkung des Wasserdampfes — in der Gebläseluft, aus feuchtem Gestübbe am Tümpel und andere Herdtheile oder die Formen dichtenden feuchten Substanzen — auf Kohlenstoff her (S. 42), in den oberen Ofentheilen aus den Destillationsproducten des Brennmaterials, namentlich der Steinkohlen, hauptsächlich in Folge der Dissociation der Kohlenwasserstoffe. Hygroskopisches und hydratisches Wasser der Schmelzmaterialien ist bei der Temperatur, in welcher Kohlenstoff auf Wasserdampf zersetzend einwirkt, bereits ausgetrieben. Eine Erzreduction kann durch Wasserstoff noch in einer Temperatur stattfinden (277—315° C.), wo der dabei entstandene Wasserdampf nicht mehr auf Kohlenstoff wirkt. Der Wasserstoffgehalt nimmt im Allgemeinen von der Form bis zu einer gewissen Höhe zu, dann

1) Dingl. 202, 151. B. u. h. Ztg. 1871, S. 404.

aber wieder ab, wohl wegen Verbrauchs zur Erzreduction und vielleicht durch Absorption desselben von Kohle oder Diffusion durch die Ofenwände. — Das Verhältniss des Sauerstoffs zum Stickstoff in den Gasen steigt von unten nach oben in Folge der Aufnahme von ersterem aus den Erzen, aus Brennmaterial (rohem und verkohltem) und aus Wasserdampf, aus hinzugetretener Kohlensäure aus den Schmelzmaterialien und vermindertem Stickstoff durch Cyanbildung. In der unmittelbaren Nähe der Formen findet sich ein bedeutender Ueberschuss an Sauerstoff, namentlich in Folge von Cyanbildung und Zersetzung von Wasserdampf, durch Stagnation der Gase an den Ofenwänden, durch sauerstoffreiche Gase des Kohlengestübbes (S. 74), welches zum Verstopfen der Oeffnungen unter dem Tümpel dient, durch ungleiche Absorption von Sauerstoff und Stickstoff der Luft durch die flüssigen Massen u. A. Freier Sauerstoff kann nur im Focus der Formen, weil hier die Luft zur Eingehung chemischer Verbindungen eine gewisse Zeit gebraucht, und in den heissesten Theilen des Ofens in Folge eines Zerfallens (Dissociation) der beim Verbrennen gebildeten Gase (Kohlensäure und Kohlenoxyd) sich finden. — Cyan erzeugt sich in Eisenhohöfen in Gestalt von Cyankalium[1]) in grosser Menge durch Zusammentreffen des Stickstoffs der Luft mit Kohlenstoff und kohlensaurem Alkali bei hoher Temperatur. Wie das freie Cyan in die Hohofengase kommt, ist zur Zeit noch nicht nachgewiesen, ob durch Zerlegung von Cyankalium, Cyanwasserstoff, Cyanstickstoff, durch Verbindung des C mit dem Stickstoff des Brennmaterials? — In den Hohofengasen, namentlich beim Betriebe mit Steinkohlen, finden sich noch geringe Mengen Ammoniak und Schwefelwasserstoff, sowie zuweilen Dämpfe von Alkalimetallen (Kalium, Natrium, Lithium), Alkalierdmetallen (Calcium) und schweren Metallen (Blei, Zink, Cadmium)

Temperatur.

Chemische und physikalische Eigenschaften. Die Temperatur der Gichtgase an der Gicht beträgt gewöhnlich einige 100 Grad und hängt hauptsächlich ab von der Ofenhöhe, der Geschwindigkeit der ausziehenden Gase, dem Verhältniss zwischen Brennmaterial und Erz und ob dieselben an der Gicht mehr oder weniger verbrennen, was ein Steigen der Temperatur in tieferen Ofentheilen veranlasst. Ein Cokeshohofen entwickelt in entsprechenden Ofenhöhen höhere Temperaturen, als ein Holzkohlenofen. In der nächsten Nähe der Formen besitzen die gebildeten Gase die höchste Temperatur, welche dann durch Reduction der gebildeten Kohlensäure zu Kohlenoxyd sich rasch und stark erniedrigt (S. 52) und dann allmählich von unten nach oben abnimmt. Versuche zur Ermittlung der Temperatur der Gase in verschiedenen Ofenhöhen sind von Ebelmen[2]), Tunner[3]), Stokher[4]), Fernqvist[5]), und Bell[6]) angestellt.

Wärmeverlust.

Bunsen[7]) hat berechnet, dass weniger in Folge der fühlbaren Wärme der Gase, als ihres Gehaltes an brennbaren Bestandtheilen so viel Wärme verloren geht, dass bei Holzkohlenöfen nur 51.5, bei Steinkohlenöfen nur 16.55 Proc. des aufgewendeten Brennstoffes zur Nutzung kommen. Dürre's Berechnungen des Wärmeverlustes in Tiegel-, Schacht- und Flammöfen zum Umschmelzen des Roheisens (S. 50) sind bereits mitgetheilt. Je weniger Kohlenoxydgas in den Gasen der Gicht entströmt, um so vollkommener ist der Process. Bei den bestgeleiteten Hohöfen enthalten die Gichtgase immer noch mehr als 12 Vol. Kohlenoxyd auf 100 Vol. Stickstoff; sie liefern deshalb noch ein werthvolles Brennmaterial. Erst wenn auf 100 Gew.-Thle. der unverbrennlichen Gase unter 11 Thle. Kohlenoxyd vorhanden sind, tritt eine Temperaturerhöhung nicht mehr ein.[8])

1) Kerl, Met. 1, 794, 795. 2) Ann. d. min. 4 sér. 5, 19; 20, 409. 3) Leoben. Jahrb. 9, 290. 4) Leoben. Jahrb. 10, 491. 5) B. u. h. Ztg. 1865, S. 258. 6) Leoben. Jahrb. 15, 109. B. u. h. Ztg. 1866, S. 323. 7) Pogg. Ann. 46, 216; Erdm. J. 42, 388. 8) Percy-Wedding's Eisenh. 2, 313.

Flammenfärbung.

Die Färbung und Lichtintensität der Gichtflamme[1]), früher bei den offenen Gichten der Eisenhohöfen ein Hauptkennzeichen zur Beurtheilung des Ofenganges, rührt theils von den in ihr verbrennenden Gasen (Wasserstoff blau, Kohlenoxydgas bei niedriger Temperatur blau, bei höherer gelb, Kohlenwasserstoff gelbroth), theils von in der Flamme suspendirten glühenden festen Stoffen her. Kali färbt violett, welche Färbung sich in Folge regelmässiger Kaliumreduction bei normalem Gange zeigt, bei rohem aber unterdrückt wird, Zinkoxyd weiss, Blei- und Antimonoxyd gelblich weiss, Staub von Kohlen, Erz und Zuschlägen röthlich gelb oder gelblich roth. Noch zu beachten ist, ob die Gichtflamme gleichmässig über die ganze Gicht verbreitet ist, ob sie lebhaft und mit Geräusch auszieht, ob sie mehr oder weniger stark raucht u. s. w.

Pressung.

Ueber die Spannung oder Pressung der Gichtgase in den verschiedenen Ofenhöhen und an der Gicht liegen nur Untersuchungen von Tunner[2]), Rinmann und Fernqvist[3]) vor, welche im Allgemeinen ergeben, dass dieselbe in der Formgegend am grössten, nach oben hin allmählich abnimmt und mit der Pressung der Gebläseluft durch den ganzen Ofen hindurch im Verhältniss steht. Auf die Spannung sind sonst von Einfluss die Temperatur im Ofen, die Ausdehnung und Reibung der Gase, die Veränderung der Ofengestalt, Ansatzbildung vor den Formen, die Entziehung von Gasen u. A., so dass die Berechnung ihrer Abnahme nach der Gicht zu nur eine sehr unsichere sein kann. Schinz[4]) berechnet die Geschwindigkeit der Gichtgase dadurch, dass von der bekannten Geschwindigkeit der unten in den Ofen eintretenden Gase die den Widerständen im Hohofen entsprechende Geschwindigkeit abgezogen wird, und Mayrhofer[5]) aus dem Volumen des eingeblasenen Windes. Genauere Resultate erfolgen aus einer auf die Analyse der Gichtgase gegründeten Berechnung.[6])

Die Menge der Gichtgase richtet sich hauptsächlich nach der Quantität des in einem gewissen Zeitraume verbrannten Brennmaterials. So liefert z. B. ein auf weisses Roheisen schnell betriebener Hohofen mehr Gase, als ein auf graues Roheisen langsamer gehender. Es können die in ersterem Falle gewonnenen Gase für einen gewissen Zweck ausreichen, in letzterem aber nicht mehr.

Giftigkeit.

Die Giftigkeit[7]) der Gichtgase liegt hauptsächlich in ihrem Gehalte an Kohlenoxydgas, seltener wohl in dem an Cyanverbindungen.

Gasentnahme aus unteren Ofentheilen.

44. Auffangung der Gichtgase.[8]) Was den Ort der Gasentziehung anbetrifft, so wird man

1) die an brennbaren Bestandtheilen reichsten Gase in einiger Höhe über der Form erhalten, wo die vor letzterer erzeugte Kohlensäure zu Kohlenoxydgas reducirt und aller Wasserdampf zersetzt ist, auch die Bildung von Kohlensäure durch Reduction der Erze mittelst Kohlenoxydes noch nicht begonnen hat. Da gleichzeitig die Gase aus dem bezeichneten Ofentheile sehr heiss sind, so be-

---

1) Bgwfr. 5, 283. Dingl. 202, 151. 2) Leoben. Jahrb. 9, 290. 3) B. u. h. Ztg. 1865, S. 258. 4) Schinz, Documente, betr. den Hohofen S. 40, 116. 5) Oest. Ztschr. 1861, S. 100. 6) Percy-Wedding, Eisenh. 2, 327. 7) Percy-Wedding, Eisenhüttenkunde 2, 389. Eulenberg, Lehre von den schädlichen und giftigen Gasen 1865, S. 28, 49, 487, 497. Vorrichtung am Gichtgasfang zum Schutze der Arbeiter in B. u. h. Ztg. 1866, S. 455. 8) Kerl, Met. 1, 309, 320. B. u. h. Ztg. 1865, S. 395. Peclet, Anwendung der Wärme, deutsch v. Hartmann 1860, Bd. 1, S. 255.

nutzte man dieselben anfangs (namentlich Faber du Faur seitlich aus Gegend des Kohlensackes weg) zur Gasentziehung (Wasseralfinger Methode) und vermochte dann mit den Gasen sehr hohe Temperaturen, z. B. zum Puddeln und Schweissen hervorzubringen. Aber es gerieth bei diesem Verfahren leicht der Hohofengang durch Entziehung von zu viel Wärme und reducirenden Agentien in Unordnung.

Beispiele. In Schweden[1]) leitet man nach der Wasseralfinger Methode Hohofengase zum Rösten der Erze aus tieferen Ofengegenden (3.14—4.40 M.) unter der Gicht entweder nur durch eine Oeffnung von etwa 0.0882 Q.-M. Querschnitt oder durch mehrere symmetrisch an der Peripherie vertheilte Oeffnungen, seltener durch 2 Oeffnungenreihen über einander (Witkowitz) ab. Die Gasfüchse münden gewöhnlich in einen um den Ofen herum laufenden, von der Gicht aus behuf Reinigung zugängigen Canal und werden aus diesem weiter fortgeleitet. Fig. 38. Schwedischer Ofen. *a* Gasfang; *b* Raum zum Absetzen von Flugstaub; *c* Gasabführungsröhre: *d* Oeffnung auf der Gichtsohle, mit einem Deckel versehen und dieser mit Asche bedeckt; *e* Gasfang für die an der Gicht zu benutzenden Gase.

Fig. 38.

Die oben (S. 97) angeführten Uebelstände dieser Einrichtung haben Veranlassung gegeben

2) die Gase aus oberen Höhen da unterhalb der Beschickung zu entnehmen, wo die Reduction beendigt ist, der Gehalt an Kohlenoxydgas nicht mehr abnimmt und wesentliche Mengen unzersetzten Wasserdampfes sich nicht mehr vorfinden, wovon man sich durch Probenehmen überzeugen kann (etwa in 1—2 Zehntel der Ofenhöhe). Solche Gase sind ärmer an Kohlenoxydgas und weniger heiss, als aus der Gestellgegend. Bei mit rohem Brennmaterial (Steinkohlen, Anthracit) gehenden Oefen muss auch in oberen Ofentheilen die Gasentziehung vorsichtig geschehen, weil die heissen Gase hier noch als Mittel zur Vercokung dienen. Ferrie[2]) hat für solche Oefen einen zweckmässigen Gasfang construirt.

Gasentnahme aus oberen Ofentheilen, aber unterhalb der Beschickung.

Aber auch bei dem bezeichneten Orte der Gasableitung hat man hier und dort üble Einflüsse auf den Ofengang bemerkt, dadurch veranlasst, dass oberhalb des Gasfanges die Wärme zur Vorbereitung der Materialien nicht hinreichend genügte und auch unterhalb desselben die Beschickung über den ganzen Ofenquerschnitt namentlich bei mulmigen Erzen nicht gleichmässig von den Gasen durchdrungen wurde, indem dieselben ihre Richtung hauptsächlich nach den Gasausströmungsöffnungen nehmen. Diese legte man

a) anfangs an die Peripherie des Ofens, wo aber die Gase wegen geringeren Widerstandes an den Wänden an und für sich schon schneller emporsteigen.[3])

Gasfang an der Ofenperipherie

Indes treten diese Uebelstände nicht merklich hervor, wenn die Gichtgase mit einer gewissen Pressung (Geschwindigkeit) emporsteigen und das Chargiren[4]) in der Weise geschieht, dass das Erzklein mehr an den Rand, die dickeren Stücke mehr in die Mitte gelangen, nach letzterer hin auch mehr das Brennmaterial. Man er-

Beseitigung der Uebelstände.

1) Tunner, Eisenhüttenwesen in Schweden 1858, S. 94. B. u. h. Ztg. 1852, S. 601. 2) Berggeist 1870, S. 519. B. u. h. Ztg. 1871, S. 237, 339, 346, 390. 3) B. u. h. Ztg. 1860, S. 313. 4) B. u. h. Ztg. 1864, S. 131; 1865, S. 225, 396.

reicht dieses einfach dadurch, dass man die Chargirgefässe an der Peripherie des Ofens entleert, wo dann das Erzklein am Rande liegen bleibt, während die dickeren Stücke nach der Mitte zu rutschen. Derselbe Effect wird erreicht, wenn man die Beschickung über einen Abrutschkegel gleiten lässt. Nach v. Hoff[1]) muss bei gutem Ofengange die Pressung oder Spannung der Gase (S. 100) 11—17 Mm. Wassersäule tragen.

Ist sie grösser, z. B. in Folge Ansaugens derselben durch Essen oder zu enger Gichten, so entstehen grosse Uebelstände, die Schmelzzone rückt höher (es entsteht Oberfeuer), unter Vermehrung des Brennstoffaufwandes fritten die Erze vor der Reduction und es treten leicht Explosionen ein, indem die Schornsteine Luft an den Sicherheitsklappen, den Verbindungsstellen u. s. w. einsaugen.

Die Gicht ist meist mit einem Deckel versehen, den man aber lüften und so einen Theil Gas verbrennen kann, was zuweilen einer Wasserverdampfung wegen erwünscht ist.[2]) Die glockenförmigen Gichtdeckel[3]) drehen sich um ein Charnier an der einen Seite und lassen sich an der andern mittelst Kette oder Hebels aufziehen, während nach dem Schluss der Rand in einen mit Asche gedichteten, um die Ofengicht laufenden Ring eingreift. Da das Chargiren an der Seite, wo sich das Charnier befindet, gehindert ist, so hängt man, namentlich bei weiteren Oefen, den Deckel besser in der Mitte an einem Hebel auf und lässt seinen Rand in einen Sand- oder Wasserverschluss eintauchen.

Die ungünstigen Urtheile, welche man früher namentlich bei Cokeshohöfen einer Gasentziehung zuschrieb (Störungen des Schmelzganges, grösserer Aufwand an Brennmaterial, Explosionen), sind hauptsächlich verschwunden, seitdem man die Geschwindigkeit der Gase durch Ansaugen mittelst weniger hoher Schornsteine nicht mehr über Gebühr erhöht.

Beispiele.

Wasseralfinger Apparat.

α) Wasseralfinger Apparat von der in Fig. 38 angegebenen Einrichtung, nur legt man die oblongen Schlitze nur etwa 2 M. unter die Gichtöffnung. Solche Gasfänge, in Nordamerika[4]), England[5]) und Deutschland[6]) in Anwendung, zeigen den Uebelstand, dass beim Chargiren viel Gas entweicht[7]) und die Canäle an den Gaseintrittsöffnungen durch die herabgleitenden Beschickungsmassen zerstört werden. Letzteren Uebelstand hat man im Siegenschen[8]) dadurch zu beseitigen gesucht, dass man in das Mauerwerk einen eisernen Ring gelegt hat, durch dessen horizontal schlitzförmige Oeffnungen die Gase nach oben und dann in einem seitlichen Ableitungsrohre entweichen (Fig. 39). *a* 941 Mm. unter der Gicht eingemauerter gusseiserner Ring, 209 Mm. breit, 118 Mm. hoch, *b* Stützen (Stollen) von 52 bis 78 Mm. Höhe und 209 Mm. Breite, *c* Schlitze, *d* mantelförmiger Raum zur Aufnahme der Gase, *e* Gasableitungsrohr, *f* gusseiserne Deckplatte zum Reinigen des Gasfanges, Gichtweite 1.26 M. Im Vergleich zu dem nachfolgenden Pfortschen Apparat (S. 103) soll der Siegener nur halb so viel kosten, auch dauerhafter und handlicher sein, da der Ring, wie der Cylinder, beim Ausblasen nicht herausgenommen zu werden braucht.

Siegenscher Gasfang.

Fig. 39.

β) Gasfänge mit in die Gicht eingehängtem Cylinder von 1.26 bis

1) B. u. h. Ztg. 1864, S. 131. 2) Kerl, Met. 1, 311. 3) Percy-Wedding, Eisenh. 2, 330. Polyt. Centr. 1871, S. 1155. 4) B. u. h. Ztg. 1871, S. 17. 5) Polyt. Centr. 1853, S. 990. B. u. h. Ztg. 1867, S. 19 (Addenbrooke). 6) Kerl, Met. 1, 310. Dingl. 146, 284. B. u. h. Ztg. 1858, S. 120. 7) B. h. u. Ztg. 1858, S. 235. 8) Schles. Wochenschr. 1851, S. 284. B. u. h. Ztg. 1862, S. 127.

2.20 M. Länge (Pfort'sches System), hinter welchem sich die Gase ansammeln und unbehindert von der Beschickung durch einen oder mehrere Canäle seitlich abgeführt werden. Der Cylinder geht zuweilen nach unten etwas auseinander. Fig. 40. Apparat zu Vordernberg in Steyermark. *a* Cylinder von Eisenblech 2.14 M. lang und 0.87 M. weit, *b* Zwischenraum von 105 bis 235 Mm., *c* Gasabführungsrohr, 0.87 M. weit, *d* Rohr zur Ableitung der überflüssigen Gase, auch behuf Erleuchtung der Gicht, *e* Register, *f* Sicherheitsventil und Reinigungsklappe für Gichtstaub. Derartige Apparate, 1842 von Pfort[1]) zuerst zu Veckerhagen eingeführt und in Deutschland, Belgien und Frankreich sehr verbreitet, gestatten, nachdem der am besten unter Wasserverschluss befindliche Gichtdeckel mittelst eines Balanciers gehoben, ein bequemes Chargiren, die Arbeiter werden von den Gasen weniger belästigt und der Gasstrom wird nach dem Verbrennungsraume hin niemals unterbrochen. Man stürzt entweder die Kippwagen mit der Beschickung an den Wänden aus, damit die dicken Stücke nach der Mitte rollen und das Klein am Rande bleibt, oder man wendet z. B. zu Creuzot[2]) runde Gichthunde von der Weite der Gicht an, in deren Boden sich eine grosse Anzahl schmaler Klappen befindet, bei deren Oeffnung sich die Beschickung sehr gleichmässig vertheilt. In ähnlicher Weise verfährt Stein[3]), welcher die aufzugebenden Materialien im Gichtwagen aufschichtet und diesen über der Gicht entleert. Beim Chargiren muss auch darauf gesehen werden, dass nicht atmosphärische Luft zum Gas tritt, weil sonst Explosionen entstehen.

Pfort-scher Gas

Fig. 40.

Chargirvorrichtungen

Die Zerstörbarkeit des tief in den Ofen hineinreichenden Cylinders hat Winzer[4]) 1862 zu einer Construction geführt, bei welcher der Gasfang fast im Niveau der Gicht liegt, so dass derselbe sich den später zu beschreibenden, oberhalb der Beschickungssäule befindlichen nähert. Derselbe besteht aus zwei über die Gicht gestellten concentrischen Cylindern, deren Zwischenraum oben mittelst eines ringförmigen Deckels geschlossen ist. Der mittlere Cylinder ragt etwas in den Ofen hinein und das Gas wird unterhalb des Deckels abgeführt.

Winzer's Gasfang.

Während der Pfort'sche Gasfang bei engeren Ofengichten, z. B. der Holzkohlenöfen, gut functionirt, hat man zuweilen bei weiten Ofengichten durch einseitige Wirkung des Gaszuges nach den Seiten hin einen üblen Einfluss auf den Ofengang bemerkt[5]), dessen Beseitigung bei den allerdings dadurch complicirter und leichter schadhaft werdenden Gasfängen von Ebeling[6]) und Bussius[7]) dadurch beseitigt wird, dass der eingehängte Cylinder ein hohles Kreuz (Arme) erhält, in welches die Gase von dem ganzen Beschickungsquerschnitt aus eintreten und sich mit den an den Wänden aufgefangenen Gasen mischen, dann entweder seitlich (Ebeling) oder durch ein Rohr in der Mitte (Bussius) entweichen.

Gasf. für weite Gichten.

Gasfang von Ebeling u. Bussius.

Chadeffand's Gasfang[8]) (Fig. 41) gestattet ein beliebiges Chargiren nach der Peripherie oder der Mitte des Ofens hin. Ein Trichter *a* zur Aufnahme des Erzes befindet sich über einem an A befestigten Eisenkegel *b* unter der bei *c* geschlossenen

Chadeffand's Gasfang.

1) Stud. d. Götting. Ver. 5, 1 (1842). 2) Kerl, Hüttenkunde 1, 311, 320; 3, 235. 3) B. u. h. Ztg. 1860, S. 271. 4) B. u. h. Ztg. 1860, S. 296. 5) Ztschr. d. Ver. deutsch. Ing. 1863, S. 62. B. u. h. Ztg. 1864, S. 132. 6) Polyt. Centr. 1855, S. 967. B. u. h. Ztg. 1860, S. 333. 7) B. u. h. Ztg. 1861, S. 101. 8) B. u. h. Ztg. 1862, S. 87. 9) B. u. h. Ztg. 1864, S. 297; 1865, S. 396.

Gicht, an welchem sich ein abgestumpft conischer Ring *d* durch mittelst eines Hebels zu bewegende Zugstangen *e* aufziehen lässt, *f* Gasabführungscanal. Sollen die Schmelzmaterialien an den Rand des Ofens gelangen, so giebt man der Vorrichtung eine solche Stellung, dass die Flächen des Ringes in die Verlängerung der Kegelfläche fallen, wie in der Figur; wenn mehr in die Mitte, z. B. das Brennmaterial, so zieht man vor dem Entleeren des Trichters den Ring über den Kegel in die Höhe.

Fig. 41.

Auffänge im Mittelpunkt des Ofens.

b) Durch Entziehung der Gase aus der Mitte des Ofens wurde zwar die einseitige Gasrichtung weniger merklich, als im vorhergehenden Falle, aber es traten zuweilen Störungen beim Niedergange der Schmelzmassen ein. Indes wendet man auch Constructionen dieser Art hier und da noch mit Vortheil an, wenn nur dafür gesorgt wird, dass die Gase mit einer gewissen Pressung (S. 102) ausziehen und das Chargiren an die Wände des Ofens geschieht, woselbst dann das Erzklein liegen bleibt und die dickeren Stücke nach der Mitte zu rollen. Es empfiehlt sich dieses Verfahren besonders bei zinkischen Eisenerzen wegen minderer Bildung von Gichtschwamm an den Ofenwänden und der Zulässigkeit der Ableitung und Auffangung von Zinkrauch. Die zum Theil offene Gicht kann für eine Wasserverdampfung günstig sein.

Beispiele.

Darby's Gasfang.

Darby[1]) lässt von oben durch die 2.82 M. weite Gichtmündung ein 0.94 M. weites Rohr bis in die Beschickungssäule hineinreichen, durch welches die Gase abziehen. Behuf bequemeren Chargirens legt man das mit der verticalen Gasröhre verbundene Knierohr höher über die Gichtmündung oder lässt den eingehängten Cylinder oder eine nach unten sich verjüngende Röhre *a* (Fig. 42) in eine Querröhre *b* oberhalb der Gicht münden, welche an beiden Enden im Gichtmantel *c* ruht. Das eine Ende ist mit Sicherheitsventil *d* versehen, das andere mit einer Fortleitungsröhre *e* verbunden (Schäffler's Apparat zu Neustadt[2]).

Fig. 42.

Schäffler's App.

Fig. 43.

Zu Givors[3]) (Rhone) hat man in die Gicht einen Vertheilungskegel eingesetzt, welcher nach unten an einen hohlen erweiterten Conus anschliesst. In diesen treten die Gase und werden seitlich durch ein Rohr, durch das Ofengemäuer hindurch, abgeleitet.

Da die Eisencylinder leicht beschädigt werden, so hat man zu Ulverstone[4]) statt derselben in die Gichtöffnung einen mit Blech ausgefütterten, auf einem Gurtengewölbe *b* (Fig. 43) aufgemauerten Cylinder *a* von

1) B. u. h. Ztg. 1858, S. 263; 1862, S. 379. Dingl. 161, 355. 2) B. u. h. Ztg. 1860, S. 333, 502. 3) B. u. h. Ztg. 1864, S. 288; 1865, S. 224. 4) Tunner's Ber. über die Londoner Industr.-Ausst. v. 1862, S. 31. B. u. h. Ztg. 1862, S. 379; 1863, S. 156; 1864, S. 237, 288. Preuss. Ztschr. 14, 307. Dingl. 161, 536.

1.37 M. Weite 1.83 M. tief eingesenkt, welcher 1.52 M. über der Gicht in die Gasabführungsröhre *c* mündet, in welche die Gase eingesaugt werden.

Die Gicht ist bei den Apparaten dieser Art entweder offen oder mit einfacher ringförmiger Glocke versehen, welche beim Chargiren aufgezogen wird. Coingt[1]) hat 1856 um die centrale Gasableitungsröhre ein ringförmiges Ventil gelegt, welches die Gicht verschliesst und gleichzeitig selbstthätig eine gleichmässige Verbreitung der Beschickung beim Chargiren sowohl nach der Mitte als nach dem Rande zu bewirkt. Dieser zu Aubin zuerst angewandte Apparat ist zu Montluçon[2]) wesentlich verbessert. Wegen complicirter Einrichtung hat dieser Apparat keine allgemeinere Anwendung gefunden, trotz seiner Wirksamkeit. Coingt's Aufgeber.

Minary[3]) senkt einen hohlen Doppelkegel in die Gicht ein; durch eine grosse Anzahl Löcher im unteren Kegel treten die Gase in denselben und werden durch Röhren seitlich abgeleitet.

Büttgenbach[4]) entzieht die Gase aus der Mitte und von den Seiten.

3) Dadurch, dass man die Gase dem Ofen erst entzieht, nachdem sie ihre Functionen in demselben völlig vollendet, nämlich oberhalb der Beschickungssäule (universelle Gasfänge), hat man die bei den vorherigen Apparaten beobachteten Uebelstände zu beseitigen beabsichtigt. Aber man erzielt damit auch schlechte Resultate, wenn nicht die Bedingung erfüllt wird, dass die Gase mit einer gewissen nicht zu hohen Pressung ausströmen (S. 102). Es können dabei noch in Folge des Umstandes, dass die Gicht zur Verhütung einer Verbrennung der Gase an derselben gewöhnlich bedeckt sein muss, andere Uebelstände eintreten und zwar, dass man den Niedergang der Beschickung nicht beobachten kann, dass beim Chargiren leicht Gas entweicht, dass die Gase reich an Wasserdämpfen sind (wovon sie aber zum Theil gereinigt werden können) und dass mechanische Chargirvorrichtungen vorhanden sein müssen, welche eine passende Vertheilung der Beschickung in der Weise zulassen, dass das Erzklein mehr an die Peripherie kommt — wo die Gase mit geringerem Widerstand, als in der Mitte aufsteigen —, die dickeren Stücke aber mehr nach der Mitte zu. Man hat indes diese Uebelstände durch Verbesserung der Apparate in so weit vermindert, dass sehr zufriedenstellende Constructionen vorliegen, z. B. von Parry, Langen, Hoff, Jacobi. Am vollkommensten sind in dieser Beziehung die Apparate (z. B. von Jacobi), welche beliebig ein Chargiren nach der Seite oder in die Mitte hin, sowie den Einblick in die Gichtöffnung bequem gestatten, wenn es sein muss. Man leitet die Gase bald seitlich (Parry, Cochrane, Jacobi), bald aus der Mitte ab (Turley, Hoff, Pion, Langen), was sich in beiden Fällen für den Hohofengang als unschädlich erwiesen hat, wenn nur das Chargiren in oben angegebener Weise geschieht und die Gase mit einer gewissen, nicht zu hohen Pressung ausziehen. Gasentziehung oberhalb der Beschickungssäule.

Nach Beitter[5]) ist es ziemlich unwesentlich für den Ofengang, den Brennmaterialaufwand und die Roheisenqualität, ob die Gase erst über der Gichtebene oder 1.57—1.88 M. darunter, ob nur durch eine oder mehrere symmetrisch vertheilte Oeffnungen abgezogen werden, wenn sie nur etwas mehr als Atmosphärendruck in der ganzen Leitung besitzen und wenn die gleichmässig über den Querschnitt vertheilte Charge in allen ihren Theilen gleichzeitig und in gleichmässig vorbereitetem Zustande in die Schmelzzone rückt, welcher Bedingung ein über Beitter's Erfahrungen.

1) B. u. h. Ztg. 1857, S. 350; 1864, S. 258, 287, 288; 1865, S. 224. 2) Dingl. 184, 536. 3) B. u. h. Ztg. 1866, S. 454. 4) B. u. h. Ztg. 1870, Taf. 11, Fig. 1. 5) B. u. h. Ztg. 1869, S. 277.

dem Kohlensack nahezu cylindrischer, nach unten sich verengender Ofenschacht entspricht. Bei zu engen Gichten drängen die Erze das Brennmaterial bei Seite. Beitter redet den meisten mechanischen Aufgebern nicht das Wort, weil sie eine Unregelmässigkeit in der Lagerung der Beschickung herbeiführen.

Apparate mit oder ohne selbstthätige Chargirung.

Die hierher gehörigen Apparate — seit 1850 von Parry zur Anerkennung gebracht — gestatten neben der Gasabführung entweder keine selbstthätige Chargirung der Beschickung oder eine solche in der Weise, dass die Materialien über einen Kegel an die Peripherie gelangen, von wo die gröberen Stücke nach der Mitte rollen (Parry, Cochrane, Hoff, Pion), oder aus einem Trichter mehr nach der Mitte rutschen (Langen) oder beliebig nach der Mitte oder dem Rande vertheilt werden (Jacobi).

Die jetzt am häufigsten angewandten Apparate mit selbstthätiger Chargirung veranlassen einen geringeren Gasverlust, lassen einen ziemlich dichten Abschluss der Gicht und ein Vorwärmen der Beschickung zu, haben aber den Nachtheil, dass sich die Beschickung im Ofen der Beobachtung entzieht, während bei den Apparaten ohne selbstthätige Chargirung durch die ganz oder theilweise zu öffnende Gicht eine mechanische Vertheilung des Materials stattfinden kann, wobei die Gichtgase nicht belästigen, indem sie durch ein verticales Abzugsrohr über der Gicht, nicht seitlich, abgeleitet werden.

Beispiele.

a) Gasfänge ohne selbstthätige Chargirung (Glockenapparate).

Oakes Gasfang[1]) (1857) mit festem Gasabführungscylinder in der Mitte der Gichtöffnung, um welchen herum in der Deckplatte um Charniere nach unten bewegliche Klappen behuf des Chargirens sich befinden. Die Klappen hängen an über Rollen gehenden Ketten mit Gegengewichten.

Fig. 44.

Turley's Gichthut[2]) (1860), ein in der Mitte mit einem Gasableitungsrohr versehener Gichtdeckel, dessen Rand sich in einer Rinne mit Sand dichtet. Beim Aufziehen des Deckels mittelst Ketten schiebt sich das Ableitungsrohr fernrohrartig in einem Stutzen mit seitlichem Gasabzugsrohr in die Höhe und verschliesst hierbei letzteres, wo dann die Gase durch ein geöffnetes Ventil im Deckel des Stutzen entweichen.

Aeltere Hoff'sche Apparate zu Hörde (1861). Um das in der Mitte der Gichtöffnung feststehende Gasabführungsrohr ist ein ringförmiger Gichtdeckel mit 4 nach oben aufziehbaren Klappen auf Rollen beweglich. Man öffnet immer nur eine Klappe und dreht den Deckel, wenn nach einander durch alle 4 Oeffnungen aufgegichtet ist, um

1) Percy-Wedding's Eisenhüttenkunde 2, 345. 2) B. u. h. Ztg. 1860, S. 158.

45°, wodurch das Aufgeben so gleichförmig geschieht, als wenn 8 Klappen vorhanden wären.[1]) Diese Construction ist dann später dadurch vereinfacht, dass man den unter Wasserverschluss befindlichen Deckel beim Chargiren durch die Klappen nicht mehr dreht.[2])

Langen's älterer Gasfang[3]) (1861). Ein feststehendes Gasabführungsrohr *a* (Fig. 44) 0.69—0.94 M. oberhalb der Gichtmündung mit ringsum gehendem, mit Wasser oder Asche gefüllten Canal *b* am unteren Ende, in welchen die mittelst Hebelvorrichtung *c* aufzuziehende Glocke *d* mit ihrem oben umgebogenen Rande eingreift. Der untere Rand derselben schliesst sich an einen conischen die Gicht umgebenden Ring *e* an. Behuf des Chargirens wird die Glocke gehoben. Man hat auch wohl dem Gasrohre die Weite der ganzen Gicht gegeben.[4]) *f* Sicherheitsventil. *g* Gasabführungsrohr.

b) Gasfänge mit selbstthätiger Chargirung. Den hierher gehörigen Constructionen liegt im Allgemeinen der Parry'sche Trichter[5]) (1850) zum Grunde. (Fig. 45.) *a* Trichter von Gusseisen. *b* hohler Kegel, mittelst einer über einen doppelarmigen Hebel gehenden Kette zu heben und zu senken. Das gezahnte Segment am hinteren Theile des Hebels greift in ein durch die Hand mit oder ohne Uebersetzung bewegtes Getriebe ein. Die in den ringförmigen Raum zwischen Trichter und Kegel gestürzte Beschickung rutscht beim Senken des Kegels nach der Peripherie des Ofens, von wo die dickeren Stücke nach der Mitte rollen. Die Gase werden unter dem Trichter seitlich durch *c* abgeleitet. Um bei etwaigem Reissen der Kette den Conus leicht aus dem Ofen entfernen zu können, lässt man den Trichter *a* unter dichtem Anschluss an eine Lasche in die Gicht ein, so dass derselbe an Haken nöthigenfalls emporgehoben werden kann. Von der Neigung des Kegels hängt die richtige Lage der Beschickung im Ofen ab.

Parry's Trichter.

Fig. 45.

Eine ähnliche Wirkung wie der Abrutschkegel im Parry'schen Trichter haben Gichtwagen mit beweglichem Conus im Boden[6]) und ein feststehender Kegel in der Gicht mit darauf auf- und niederschiebbarem Cylinder[7]) (Teleskopenapparat), wie er auf englischen Hütten (Blaina, Cwm-Celyn) in Anwendung gekommen. Der Parry'sche Trichter ist aber einfacher eingerichtet als der letztere Apparat.

Fig. 46.

Teleskopenapparat.

Der in England fast allgemein gebräuchliche Parry'sche Apparat hat mehrfache Modificationen erlitten; man hat zur Erzielung vermeintlicher Vortheile statt der Gasableitung an der Peripherie die Gasabführungsröhre in die Mitte gelegt (v. Hoff, Langen, Pion), zur Verminderung der Gasverluste beim Chargiren den Trichter noch mit einem Deckel versehen (v. Hoff, Cochrane's Apparat) oder hat eine Einrichtung hergestellt, welche ein Chargiren mehr gleichmässig nach der Mitte (Langen, Cochrane) durch Hebung des Verschlusskegels statt durch Senkung oder ein Chargiren sowohl nach der Peripherie, als nach der Mitte hin zulässt (Jacobi; siehe Chadeffaud's Apparat S. 104).

Modificationen des Parry'schen App.

Hoff's neuerer Apparat.[8]) (Fig. 46.) *a* hohler Conus mit Gasrohr *b*, welches sich beim Senken des

Hoff's Apparat.

---

1) B. u. h. Ztg. 1853, S. 167. Schönfelder, bauliche Anlagen u. s. w. 1. Jahrg., 1. Lief. 2) B. u. h. Ztg. 1864, S. 132. 3) B. u. h. Ztg. 1862, S. 227, 376; 1864, S. 259. Dingl. 165, 35. Hupfeld-Scherrmeng, Hohofenanlage zu Kreuzthal bei Siegen 1871, Taf. 2. 4) Ztschr. d. Ver. deutsch. Ingen. 1862, S. 468. 5) B. u. h. Ztg. 1859, S. 107; 1862, S. 245; 1864, S. 132, 267, 256; 1869, S. 277; 1870, S. 27. Dingl. 151, 35. Polyt. Centr. 1853, S. 966. 6) Leoben. Jahrb. 1, 151; 2, 185. 7) Leoben. Jahrb. 2, 205. Kerl, Met. 1, 512. 8) B. u. h. Ztg. 1864, S. 132. Ztschr. d. Ver. deutsch. Ingen. 1863, S. 487.

Conus *a* behuf des Chargirens im Rohre *c* teleskopartig auf und nieder bewegen lässt. *d* Trichter, mit einer Glocke *e* überdeckt, welche zum Füllen des Zwischenraumes zwischen Trichter und Kegel gehoben wird und mit ihrem unteren und oberen Rande sich unter Wasserverschluss befindet. Beim Chargiren wird zunächst die Glocke *e* gehoben, dann die Beschickung eingestürzt, die Glocke niedergelassen und der Kegel *a* gesenkt, wo dann der Gasverlust auf ein Minimum beschränkt wird. Dieser Apparat hat vielfach Anwendung gefunden (Hörde, Siegerland u. s. w.).

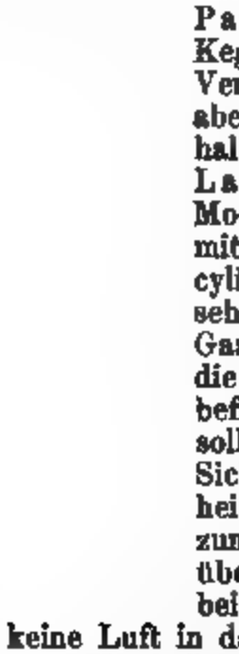
Pion's Apparat.

Grosse Aehnlichkeit mit dem Hoff'schen Apparat hat derjenige von Pion [1]) zu Givors, nur ist der Trichter nicht mit einer Glocke versehen.

Langen's Gasfang.

Langen's Gasfang [2]) (Fig. 47), sehr verbreitet, ist dadurch charakterisirt, dass in einem Trichter — statt dass sich wie bei Parry's, Hoff's und Pion's Apparat ein Kegel nach unten bewegt — ein cylindrischer Verschluss gehoben wird, wobei die Beschickung aber weniger nach den Wänden hin rollt, weshalb man hier und da, z. B. im Siegenschen [3]), Langen'sche Apparate mit der Hoff'schen Modification (S. 107) vorzieht. *a* gusseiserne Platte mit aufgenietetem Trichter *b*, in welchem die cylindrische, mit angenieteter Blechgarnitur *c* versehene Glocke *d* mittelst eines Hebels um die Gasabführungsrohre *e* mit Sicherheitsventil *f* in die Höhe ziehen lässt, wenn die in dem Trichter befindliche Charge in den Ofen abgelassen werden soll. *g* Gasableitungsröhre mit Reinigungs- und Sicherheitsklappe. *h* Rohr, als Stütze und Sicherheitsrohr dienend. Von dem Ende des Hebels zum Aufziehen der Glocke ab geht eine Schnur über eine Rolle zu einem Ventildeckel, welcher beim Chargiren, also beim Aufziehen der Glocke sich schliesst, so dass keine Luft in das Gasableitungsrohr gelangen kann.

Fig. 47.



Zur gleichmässigeren Vertheilung der Beschickung bei weiten Gichten hat Langen [4]) unterhalb des Chargirtrichters verstellbare Vertheilungsschieber angebracht, wodurch aber die Construction complicirter wird. — Zu Königshütte in Oberschlesien hat man Langen'sche Gasfänge mit seitlicher Gasableitung und befindet sich diese Einrichtung auch am Pilz'schen Bleiofen in Freiberg. [5])

Cochrane's Apparat.

Bei Cochrane's Apparat [6]) geht die Zugstange der unterhalb des Trichters auf- und niederbeweglichen Verschlussglocke durch einen den Trichter schliessenden Deckel, in welchem mehrere an Ketten aufziehbare Klappen über Chargiröffnungen liegen. Wie beim Langen'schen Apparat wird die Verschlussglocke beim Chargiren nach oben bewegt.

Jacobi's Apparat.

Jacobi's Apparat [7]) zu Kladno lässt ein Chargiren nach der Mitte oder dem Rande des Ofens hin (auf einfachere Weise als bei Chadeffaud's Vorrichtung S. 103) dadurch zu, dass der die untere Oeffnung des Trichters ziemlich gut abschliessende bewegliche Conus mittelst einer Winde sich nicht blos, wie bei den vorhergehenden Apparaten auf- (Langen) oder ab- (Parry, Hoff, Pion), sondern beliebig auf- und abbewegen lässt, so dass die Beschickung das eine Mal aus dem Trichter mehr nach der Mitte, im andern auf dem Kegel nach den Seiten zu rutscht. Gewöhnlich wird der Kegel nur gesenkt. Diese Vorrichtung gestattet neben andere Vortheilen bequemes Aufgeben und Zugänglichkeit zum Ofeninnern, da sich der unten 1,897 M im Durchmesser haltende Abrutschkegel heben lässt. Die Gase werden seitlich abgeleitet. Langen's Vorrichtung hat sich in Kladno nicht bewährt; sie nutzte sich bei mehr als doppelten Kosten im Vergleich zur vorstehenden Einrichtung bald ab.

Für rohe Brennstoffe (Steinkohlen, Braunkohlen, Holz u. s. w.) anzuwendende

---

1) B. u. h. Ztg. 1864, S. 267. 2) B. u. h. Ztg. 1865, S. 395; 1866, S. 409; 1869, S. 277. Knut-Styffe's Bericht über die neuesten Fortschr. d. Eisenhüttenwesens. Uebers. v. Tunner 1868, S. 7. 3) B. u. h. Ztg. 1866, S. 409. 4) B. u. h. Ztg. 1867, S. 362. 5) B. u. h. Ztg. 1869, Taf. 9, Fig. 14. 6) B. u. h. Ztg. 1861, S. 407; 1862, S. 264. Polyt. Centr. 1860, S. 1270. 7) Techn. Blätter, Vierteljahrsschr. des deutschen Architekten- u. Ingen.-Vereins in Böhmen. 2 Jahrg., 3. Hft. 1870. B. u. h. Ztg. 1869, S. 277; 1870, S. 377; 1871, S. 284.

Hohöfen haben nach Kerpely [1]) einen in die Gicht hineingehenden Parry'schen Trichter und in geringer Entfernung darunter einen eingehängten Cylinder. Soll Erz aufgegeben werden, so senkt man einen über dem Cylinder beweglichen Conus auf diesen herab, seine Mündung wird geschlossen und das Erz rollt aus dem Trichter auf den Conus und von diesem hinter den Cylinder an die Ofenperipherie. Beim Chargiren von rohem Brennmaterial hebt man den Conus und es rollt dieses alsdann aus dem Trichter direct in den Cylinder, also nach der Mitte des Ofens hin. Die beim Verkohlen des rohen Brennstoffs erfolgenden Destillationsproducte werden durch hohle Arme aus dem Cylinder in eine Waschvorrichtung und von da weiter geleitet. Kerpely's Apparat.

45. Fortleitung und Reinigung der Gichtgase. Die Gase müssen bei ihrer Fortleitung zum Orte der Verbrennung den in der Gasleitungsröhre und dem Verbrennungsapparat eintretenden Widerstand überwinden, damit sie nicht den Weg aus der Gicht nehmen. Dieser Widerstand ist geringer, wenn der Ort der Verbrennung sich im Niveau der Gicht befindet, als wenn die Gase auf die Hüttensohle geführt werden müssen, wozu die Beengtheit des Raumes neben der Gicht und bei Winderhitzungsapparaten eine kürzere Windleitung, somit Ersparung an Gebläsekraft die Veranlassung sein kann. [2]) Im letzteren Falle bedarf's einer künstlichen Vorrichtung zur Herabsaugung der Gase nach der Hüttensohle, entweder einer Esse von etwas geringerer Höhe, als die des Hohofens ist, oder eines Saugventilators. Diese Apparate dürfen den Gasen aber nur eine mittelst Register zu regulirende Geschwindigkeit geben, welche diejenige nur wenig übertrifft, mit welcher die Gase ohne weitere Aufsaugung aus der Gicht frei austreten würden. Bedingungen für die Fortleitung. Geschwindigkeit der Gase.

Von den Nachtheilen einer zu grossen Geschwindigkeit der Gase war bereits (S. 102) die Rede und einer solchen sind die ungünstigen Resultate, welche man früher bei der Gasentziehung häufiger bemerkt hat, grossentheils zuzuschreiben. Aber auch eine zu geringe Geschwindigkeit der Gase, also eine geringere Dichtigkeit derselben in den Röhrenleitungen ist schädlich und führt leicht, so wie eine zu grosse Geschwindigkeit zu Explosionen [3]), welche dadurch veranlasst werden, dass sich Luft mit den Gasen zu einem explosibeln Gemisch vereinigt, welches beim Entzünden grosse Verheerungen anrichten kann. Während in beiden Fällen Luft durch die Gicht und undichte Stellen angesogen wird, bei zu geringer Gasdichtigkeit auch Luft aus dem Verbrennungsapparat auf der Hüttensohle zurücktreten kann, so muss man dem Gasstrom eine etwas grössere Pressung, als die der Luft geben, wo dann das Gas statt gesogen aus dem Ofen herausgedrückt wird. Damit beim Chargiren keine Luft in die Gasabführungsrohre eindringt, ist häufig die Vorrichtung getroffen, dass beim Senken des Chargirkegels oder dem Heben der Chargirglocke durch ein selbstthätiges Ventil sich die Gasabführungsröhre schliesst (Apparate von Turley, Langen). Explosionen u. deren Verhütung.

Da aber trotz aller Vorsicht doch Explosionen eintreten können, z. B. durch zu rasches Niederlassen des Gichtdeckels, und hierbei die mehr oder weniger zweckmässige Einrichtung des Gasfanges influirt, so sucht man dieselben durch passendes Anbringen von Sicherheits-

1) B. u. h. Ztg. 1868, S. 115. 2) B. u. h. Ztg. 1860, S. 131. 3) B. u. h. Ztg. 1860, S. 149. Percy-Wedding, Met. 2, 377.

ventilen unschädlich zu machen, welche auch zuweilen in besonderen Abblaserohren angebracht sind, um z. B. bei verstärktem Betriebe entstandenes überschüssiges Gas abzulassen. Namentlich bei seitlicher Gasableitung aus weiten Röhren tritt Luft leichter aus dem Verbrennungsapparat zurück, als bei Gasfängen mit nach oben aus der Mitte der Gicht abgehenden Leitungsröhren, wo dann am obersten Theile des Rohres das Gas einen Abschluss bildet. Bringt man hier ein Ventil an, so lässt sich dieses mittelst einer mit dem Aufgebeapparat in Verbindung gebrachten Hebelvorrichtung beim Chargiren leicht selbstthätig schliessen. Bei Gasfängen mit in die Beschickung eintauchendem Cylinder (S. 103) kann weniger leicht Luft durch die Gichtöffnung zutreten. Gillon empfiehlt, die Gichtgase durch einen Exhaustor in einen Gasometer zu schaffen und aus diesem nach Bedarf zu verwenden.

Verunreinigung der Gichtgase.

Die Heizkraft der Gichtgase wird theils durch Wasserdämpfe, theils durch mechanisch mitgerissene Beschickungs- und Brennmaterialtheilchen im unzersetzten oder veränderten Zustande (Gichtstaub, Gichtrauch, Gichtsand) herabgestimmt.

Zusammensetzung des Gichtstaubes.

Wie aus später (beim Eisen) mitzutheilenden Analysen hervorgeht, enthält dieser Gichtstaub hauptsächlich Eisenoxyd, Kieselsäure, Thonerde, alkalische Erden und Alkalien, sowie auch zuweilen viel Zinkoxyd, mehr oder weniger Bleioxyd u. A. in sehr wechselnden Verhältnissen. Bei Anwendung roher Brennstoffe (Steinkohlen, Anthracit) können noch Destillationsproducte derselben hinzutreten. Das Zinkoxyd haftet, namentlich wenn die Gase aus unteren Ofentheilen entnommen, denselben stark an und setzt sich oft noch am Ende der Röhrenleitung, zuweilen noch im Verbrennungsapparat ab. Die Befürchtung, dass bei zinkischen Erzen eine Verstopfung der Gascanäle durch Zinkschwammbildung eintreten würde, ist nicht eingetroffen, vielmehr hat sich eine solche Bildung durch die Gasentziehung vermindert und das Zinkoxyd setzt sich pulverförmig ab.

Reinigung der Gase.

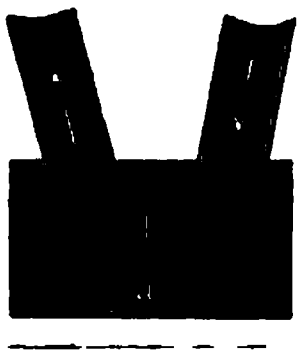
Zur Reinigung der Gase dienen ausser durch in der Leitung angebrachte Fahrlöcher:

1) Trockene Reiniger und zwar:

a) Ansteigende (Fig. 38) oder verticale Canäle (Fig. 46, 47) von der Gicht aus, welche einen grossen Theil des Flugstaubes in den Ofen zurückfallen machen. Sind horizontale Röhren erforderlich, so müssen Reinigungsklappen an passenden Stellen angebracht werden (Fig. 40, 47), namentlich bei einem gemeinschaftlichen Sammelrohr hinter mehreren Hohöfen. Die Sicherheitsventile können häufig zu diesem Zwecke benutzt werden. Die Reinigung geschieht mittelst Bürsten, durch die Röhren geleiteten Wassers oder bei weiteren Röhren durch hineingeschickte Kinder.

b) Die nach der Hüttensohle führenden verticalen Ableitungsrohre macht man hinreichend (0.5—1 M.) weit oder ersetzt sie auch wohl durch einen gemauerten Thurm [1]), damit die Gase in Folge verminderter Geschwindigkeit den Gichtstaub leichter fallen lassen.

Fig. 48.



Beispiele.

Man befördert dessen Absatz bei langen Leitungsröhren, welche eine hinreichende Verdichtung der Wasserdämpfe zulassen und deshalb eine Anwendung von Kühlwasser nicht erfordern, durch Anbringen eines Staubsackes am Ende der verticalen Röhre, entweder ein 2.51 M. langer und 1.26 M. hoher Kasten *a* (Fig. 48)

Staubsäcke.

1) B. u. h. Ztg. 1866, S. 138.

mit nicht bis zum Boden gehender Scheidewand *b*, in dessen eine Abtheilung die Gase von oben herab gelangen und in der anderen aufsteigen, um dann durch eine geneigte oder verticale Röhre mit Knie dem Orte ihrer Bestimmung zugeführt zu werden. Auch verbindet man wohl nur die vom Hohofen kommende vertikale Röhre *a* (Fig. 49) nahe über der Mündung durch eine kurze horizontale *b* mit einer wieder aufsteigenden *c*, und bringt an dem unteren Ende der verticalen Röhren durch Gegengewichte geschlossene Reinigungsklappen *d* an.

Fig. 49.

Wirkungsweise.

2) Nasse Gasreiniger oder Waschvorrichtungen hauptsächlich zur Condensation von Wasserdampf und Destillationsproducten, aber auch zur Entfernung von Gichtstaub. Durch die Berührung mit Wasser werden die Gase zwar abgekühlt, brennen aber um so intensiver, je mehr ein Wasserdampfgehalt durch Herabstimmung der Temperatur entfernt ist. Man leitet die Gase seltener durch als über Wasser, weil in ersterem Falle in Folge veränderten Druckes ein ungleichförmiges Ausströmen derselben erfolgt. Aus gleichem Grunde hat Vaughan's [1]) Vorschlag, die mit Wasserdampf gemischten Gase eine feucht gehaltene Cokessäule passiren zu lassen, eine weitere Berücksichtigung nicht gefunden.

Beispiele.

Es lassen sich unterscheiden und je nach der vorhandenen Räumlichkeit, der Ofengrösse u. s. w. benutzen:

a) Liegende Waschapparate, und zwar

Fig. 50.

α) von der Einrichtung der Wasserregulatoren [2]) (Fig. 50, steyerscher Apparat). *a* Gaszuführungs- und *b* Gasableitungsrohr von 328 Mm. Weite, beide mit Sicherheits- und Reinigungsklappen *c*. *d* Reinigungskasten von 1.49 M. Länge und 0.62 M. Höhe, in den 0.55 M. hohen Wasserkasten *e* eintauchend, von dessen Boden, welcher wohl eine rinnenartige Gestalt erhält, der abgesetzte Gichtstaub von Zeit zu Zeit ausgezogen wird.

β) *S* oder lothringischer Apparat [3]) (Fig. 51, zu Tarnowitzer Hütte) ein etwa 8 M. langer und 1½ M. weiter Blechcylinder *a*, an der untern Seite bei *b* offen und mit aufgebogenem Rande *c* zur Aufnahme von Wasser. *d* und *e* Verschlüsse zu Reparaturen und als Sicherheitsventile wirkend. Die Gase, aus dem Rohr *f* vom Hohofen herkommend, streichen von einem bis zum andern Ende über die Wasserfläche hin und der Gichtstaub lässt sich bequemer, als beim vorigen Apparat ausräumen. Das Wasser dient gleichzeitig als Sicherheitsventil und es kann ein gemeinschaftliches Rohr für mehrere neben einander stehende Oefen als Hauptsammelrohr und Druckregulator functioniren. Man schaltet auch wohl kleinere Apparate dieser Art zwischen Hohofen und Verbrennungsraum an höheren Theilen der Gasleitung ein (Johannishütte bei Duisburg).

Fig. 51.

γ) Lundin's Condensator, welcher später bei den Generatorgasen weiter erwähnt werden soll, ist für die Gasreinigung besonders wirksam. [4])

b) Stehende Waschapparate. [5]) Dieselben gestatten ein bequemes Ablassen des niedergeschlagenen Gichtstaubes. Langen's Construction (Fig. 52) zu Laurahütte in Oberschlesien besteht aus zwei concentrischen Eisenblechröhren *a* u. *b*,

1) Mining Journ. 1862, S. 1395. 2) B. u. h. Ztg. 1860, S. 148. Rittinger's Erfahr. 1858, S. 51. 3) Percy-Wedding's Met. 2, 359. Schönfelder, bauliche Anlagen. 1. Jahrg., 2. Lief., Taf. 11. B. u. h. Ztg. 1868, S 499. 4) B. u. h. Ztg. 1870, S. 146. 5) Karl, Met. 1, 319. Percy-Wedding, Eisenh. 2, 362.

von denen die äussere *b* 3.148 M. weite in einem mit Wasser gefüllten Spitzkasten *c* steht. Die Gase steigen in der innern 0.942 M. weiten Röhre *a* bis 0.157 M. über dem Wasserspiegel nieder und nun in der weiten Röhre *b* wieder aufwärts. Der Flugstaub lässt sich leicht aus der Rinne durch ein am Boden derselben befindliches, durch Klappe verschliessbares Ablassrohr entfernen.

Fig. 52.

In Steyermark hat man mehrere birnförmige Apparate combinirt (Fig. 53). Die durch *a* eintretenden Gase verlieren in den erweiterten Räumen *b* an Geschwindigkeit, setzen den Flugstaub ins Wasser ab und entweichen gereinigt durch *c*.

Bedingungen dafür.

46. Verbrennung der Gichtgase.[1]) Zur möglichst vollständigen Ausnutzung der Gichtgase bedarf's einer innigen Mischung derselben mit der erforderlichen Menge Luft, und der Effect kann durch Erhitzen der letzteren noch wesentlich gesteigert werden. Treffen Luft und Gas zusammen, so tritt nicht sofort eine vollständige Verbrennung ein, sondern nach jedesmaliger hinreichender Abkühlung findet eine Reihe solcher Verbrennungen hinter einander statt, in Folge dessen eine weit längere, einen längeren Verbrennungsraum erfordernde Flamme entsteht, als aus festem Brennmaterial.[2]) Bei einer gewissen Luftmenge zeigt sich die Flamme am längsten, bei Ueberschuss oder Mangel an Luft wird sie kürzer. Da man beim Erhitzen metallner Apparate mit Gas zur Schonung derselben eine oxydirende Flamme vermeiden muss, so regulirt man die Luftmenge durch mit Reibern versehene Schieber in der Art, dass man, wenn die Flamme ihre grösste Länge erreicht hat, den Luftzutritt etwas vermindert, damit ei e etwas reducirende Flamme entsteht.

Fig. 53.

Eine innige Vermengung von Gas und Luft erreichte, Faber du Faur dadurch, dass er in den Gasstrom heisse Gebläseluft durch eine Reihe neben einander liegender Düsen einblies und erzielte mit den aus tieferen Ofengegenden abgeleiteten, also heisseren Gasen zum Puddeln und Schweissen genügende Temperaturen. Aus bereits (S. 101) angeführtem Grunde hat man später die ungleichmässig entwickelten und in der Zusammensetzung häufig variirenden Gase aus oberen Ofengegenden meist nur noch zur Erzeugung minderer Temperaturen (für Dampfkessel, Winderhitzung, Eisenerzröstung u. s. w.) benutzt und ist von Gebläsewind deshalb zu Zugluft übergegangen, welche auch einfachere und vom Flugstaub weniger leidende Vorrichtungen gestattet, als die Düsen bei Gebläseluft.

Anzünden der Gase.

Damit durch Ansammlung explosiver Gemische von Gasen und Luft im Verbrennungsraum nicht Explosionen entstehen, darf man die Gase niemals unentzündet in letzteren eintreten lassen. Sollten dennoch durch irgend welchen Umstand Gase in den mit Luft erfüllten Verbrennungsraum eingedrungen sein, so lässt man bei völlig abgeschlossenem Luftzutritt noch eine Zeitlang Gase einströmen, bis ein unexplosibles, zu sauerstoffarmes Gasgemisch entstanden ist, worauf dann die Anzündung erfolgen kann. Die Verbrennung wird durch die Hitze des Mauerwerks im Verbrennungsraum oder durch eine Hilfs-

1) Karl, Met. 1, 319. Percy-Wedding, Eisenh. 2, 365. 2) Bunsen in Pogg. Ann. 101, 161.

feuerung unterhalten, welche nöthigenfalls bei fehlenden Gasen als Reservefeuerung dienen kann. Man unterhält auf derselben ein schwaches Feuer, über welches entweder das Gemisch von Gas und Luft hinwegstreicht oder es strömt nur das Gas über den Rost und die Luft kommt erwärmt von unten durch denselben, was die Wirkung erhöht. Die Aschenfallthür muss mit Register zur Regulirung des Luftzutrittes versehen sein oder die Rostfläche sich durch einen Schieber vergrössern oder verkleinern lassen.

Hinsichtlich des Ortes der Verbrennung lässt sich unterscheiden Ort der Verbrennung.

1) Verbrennung der Gase im Apparate selbst. Dieses einfachere Verfahren kommt in den meisten Fällen zur Anwendung, z. B. für Dampfkesselfeuerungen und Eisenerzröstung, nicht immer für Winderhitzung.

Fig. 54.

Beispiele.

Eine gewöhnliche Vorrichtung bei Wasseralfinger Winderhitzungsapparaten (Fig. 54) besteht darin, dass man die Gase aus dem Ofen *A* von unten durch einen Canal *a* in den gemauerten mit Röhren *r* versehenen Raum *b* leitet und durch an der Vorderwand über einander angebrachte, mit Schiebern versehene Oeffnungen *e* den Luftzutritt regulirt. *d* Essenklappe. — Inniger erfolgt die Mengung der Bestandtheile, wenn man die Gase, wie dies z. B. bei Dampfkesselfeuerungen üblich, durch eine weitere Röhre *a* (Fig. 55), in welcher die engere mit Reibern versehene Luftzuführungsröhre *b* liegt, über die Hilfsfeuerung *c* hin einführt [1]); oder die Gasröhre liegt in der Luftröhre, oder das Gas strömt aus von Luft umgebenen Düsen aus [2]), oder am häufigsten und einfachsten lässt man zwei Gasströme an beiden Seiten des Hilfsrostes durch vertical oblonge schmale Schlitze eintreten, während die Luft in der Mitte durch stellbare Oeffnungen der Thür zuströmt. Weniger vollkommen findet die Verbrennung statt, wenn das Gas durch einen schnabelartigen, also horizontalen Schlitz über den Rost hinströmt und die Verbrennungsluft durch Oeffnungen auf beiden Seiten des Schlitzes, sowie durch den Rost hinzutritt. [3]) Seltener strömt das Gas durch ein geneigtes schnabelförmiges Mund-

Fig 55.

1) Sammlung von Zeichnungen für die Hütte 1861, Taf. 15 1. 2) Kerl, Met. 1, 321. B. u. h. Ztg. 1866, S. 138. 3) Kerl, Met. 1, 322.

stück von oben schräg in den Feuerungsraum und die Luft durch Oeffnungen der darunter liegenden Thür und den Rost ein.

Bei Eisenerzröstöfen[1]) geschieht die Zuführung der Gase seltener in der Mitte, als durch röhren- oder schlitzförmige Düsen an der Ofenperipherie in einiger Entfernung über der Sohle, während die Verbrennungsluft durch die Ziehöffnungen, besondere Roste oder besondere Luftzuführungsöffnungen, am zweckmässigsten immer unterhalb des Gases zuströmt, damit sie sich in den heissen abgerösteten Erzen vorwärmt. Seltener aber besser ist Gebläseluft (Westmann's Röstofen) als Zugluft, indem sich erstere beim Zutreten hinreichend reguliren lässt.

Zu Anina[2]) leitet man die Gichtgase oberhalb einer gewöhnlichen Treppenrostfeuerung mit Unterwind für Schlammkohle durch ein Schnabelrohr unter den Dampfkessel.

Anwendbarkeit dieser Methode.

2) Verbrennung der Gase in einer Vorkammer (Verbrennungskammer). Dieses Verfahren kommt seltener bei Gasröstöfen[3]) vor, weil die brennenden Gase die Leitung zum Röstofen stark angreifen; dagegen wird dasselbe bei Winderhitzungsapparaten häufig angewandt, um die Metallröhren vor der Stichflamme zu schützen, indem sie dann nur von den verbrennenden Gasen erhitzt werden. Richtet man gleichzeitig die Flamme etwas reducirend ein, so lassen sich die Röhren auch vor Oxydation behüten.

Beispiele.

Die Verbrennungskammer besteht aus einem kleinen Ofenschacht, in welchen die Gase durch eine seitliche Röhre von oben eingeführt sich mit Luft, welche aus viereckigen Oeffnungen des Mauerwerks hinzutritt, mischen, nach unten ziehen, sich an einer Hilfsfeuerung im Boden entzünden und dann durch horizontale Canäle in den Winderhitzungsapparat treten.[4]) — Auch kann man zur Steigerung des Effectes erhitzte Gebläseluft von oben in die Vorkammer leiten[5]) (Fig. 56. *A* eiserner Kasten, durch eine durchlöcherte Scheidewand *b* in zwei Abtheilungen getheilt. In die untere treten durch eine seitliche Röhre *a* die Gase ein, in die obere *c* aus dem Winderhitzungsapparate in *B* durch *d* zugeleitete Gebläseluft, welche das Gas in feinen Strahlen durchdringt und sich innig damit mischt. Das Gemisch begiebt sich durch den gemauerten Canal *e* nach unten, kann durch seitliche Oeffnungen *f* noch Verbrennungsluft aufnehmen, entzündet sich über der Hilfsfeuerung *g* und gelangt durch mehrere Canäle *h*, welche von dem Hauptcanal *i* gespeist werden, zum Winderhitzungsapparat in *B*. Die Hilfsfeuerung kann auch fehlen und werden dann die Gase durch die Hitze des Mauerwerkes in Brand erhalten.

Fig. 56.

Auf englischen Hütten[6]) findet man die Verbrennungskammer wohl unter dem Winderhitzungsapparat. An den beiden schmalen Seiten der Kammern tritt durch Canäle zu unterst Luft und darüber Gas ein, beide mischen sich und die beim Verbrennen entstandene heisse Luft gelangt durch Schlitze in der Decke in den Winderhitzungsapparat.

Günstigste Nutzung.

47. Benutzung der Gichtgase.[7]) Diese ist besonders da an ihrem Orte, wo die erzeugte Gasmenge mit deren Verbrauch in einem natürlichen Zusammenhange steht, wie z. B. bei Verwendung der Hohofengase zur Dampfkesselfeuerung[8]), zum Rösten von Erz[9])

1) Kerl, Met. 3, 131. 2) B. u. h. Ztg. 1871, S. 282. 3) B. u. h. Ztg. 1852, S. 579. 4) Schönfelder, bauliche Anlagen. 3. Jahrg., Taf. 3, Fig. 2—4. Preuss. Ztschr. 14, 306. 5) Sammlung von Zeichnungen für die Hütte 1867. 6) Percy-Wedding's Eisenh. 2, 127. 7) Kerl, Met. 1, 300, 307, 319. B. u. h. Ztg. 1863, S. 68. 8) Sammlung von Zeichnungen für die Hütte 1861, Taf. 151. Kerl, Met. 1, 321. B. u. h. Ztg. 1867, S. 395. 9) Kerl, Met. 1, 320, 405; 3, 131. B. u. h. Ztg. 1867, S. 402; 1869, S. 77.

und zum Brennen von Zuschlagskalk. Je rascher der Ofen geht, je mehr Gase er also entwickelt, um so mehr Dampf, Erze und Zuschlagskalk sind erforderlich.

Ungünstigere Nutzung.

Weniger günstig zeigt sich die Benutzung der Gase für Puddel- und Schweissöfen [1]), sowie zur Winderhitzung [2]), weil in Folge eingetretenen abnormen Ofenganges die Gase oft gerade in der Periode sich in geringerer Menge und ärmer an Kohlenoxydgas entwickeln, wo es in jenem Apparate einer grösseren Hitze bedarf. Man versieht deshalb mit Gichtgasen gespeiste Winderhitzungsapparate immer mit einer Reservefeuerung oder benutzt die Gichtgase nur zur Dampfkesselheizung und, wenn sie vorhanden, Gase vom Vercoken der Steinkohlen für die Winderhitzung, z. B. zu Mathildenhütten bei Harzburg. [3])

Auf englischen Hütten [4]) hat man bei mit Gichtgasen geheizten Dampfkesseln die Erfahrung gemacht, dass bei richtiger Luftzuführung 15.7 M. vom Punkte der Gaseinführung an alles Gas verzehrt ist, weshalb man auch von der Anwendung 23—25 M. langer Kessel immer mehr zu 15—16 M. langen übergeht.

Sonstige Anwendung.

Sonstige Anwendungen der Gichtgase von localer Natur in Fällen, wo es auf einen ununterbrochenen Gasstrom und die Erzeugung höchster Temperaturen nicht ankommt, sind noch: zum Kalk- und Ziegelbrennen, zum Trocknen der Giessereiformen, zum Trocknen, Darren und Verkohlen von Brennmaterialien [5]), zur Heizung von Cementstahlöfen [6]) u. s. w.

Absoluter Wärmeeffect.

Der absolute Wärmeeffect der Gichtgase variirt nach ihrer Zusammensetzung. Wenn nach der S. 55 mitgetheilen Tabelle derselbe bei Stein- und Holzkohlengasen 4—5 mal so viel beträgt, als bei Cokesgasen, so hat dieses seinen Grund in deren grösserem Wasserstoffgehalt, dessen Brennkraft über 14 mal so gross als die des Kohlenoxydgas ist. Der pyrometrische Wärmeeffect (S. 52) nimmt mit steigendem Kohlenoxydgasgehalt (S. 52) und vermindertem Wassergehalt zu und lässt sich noch steigern durch Erhitzen der Gase und Verbrennen derselben mit erhitztem Winde.

2. Generatorgase.

Entstehung

48. Zusammensetzung und Eigenschaften. Die Generatorgase [7]) entstehen durch Verbrennung verschiedener Brennstoffe auf dem Roste oder in dem unteren Raume eines damit gefüllten Schachtofens (Gasgenerators), wobei die anfangs vorwaltend gebildete Kohlensäure in der darüber befindlichen Säule glühender Kohlen zu Kohlenoxydgas reducirt wird. Neben dem Stickstoff der Verbrennungsluft enthalten die Generatorgase Wasserstoffgas, durch Einwirkung von Wasserdampf auf die glühenden Kohlen gebildet, sowie leichte und schwere zum Theil theerbildende Kohlenwasserstoffe in Folge einer ein-

---

1) Ann. d. min. 1842, S. 371. Bgwfr. 3, 497; 4, 380, 479; 6, 209, 225, 282; 12, 785. Kerl, Met. 3, 495. 2) Kerl, Met. 1, 320, 322, 323, 642; 3, 280. Percy-Wedding, Met. 2, 126, 369, 371, 376. 3) Berggeist 1865, No. 10. 4) B. u. h. Ztg. 1867, S. 205. 5) Kerl, Met. 1, 201. B. u. h. Ztg. 1867, S. 412. 6) B. u. h. Ztg. 1858, S. 119. Zeitschr. d. Oester. Ingen. Ver., Abtheilung für Berg- u. Hüttenwesen, Sitzung vom 5. Febr. 1862. 7) Citate in Kerl's Met. 1, 324. B. u. h. Ztg. 1859, S. 65, 163; 1867, S. 258; 1869, S. 187. Ztschr. d. Ver. deutsch. Ing. 11, 315.

getretenen trocknen Destillation roher Brennstoffe. Je nach dem Orte der Gasableitung aus dem Generator und der Dicke der Brennmaterialschicht variirt die Menge der unzersetzt bleibenden Kohlensäure.[1]) Je lockerer oder feiner zertheilt das Brennmaterial, um so leichter verwandelt sich darin die Kohlensäure in Kohlenoxydgas und um so niedriger braucht die Brennmaterialschicht zu sein (0.63—1.26 M.). Leitet man die Gase zu tief aus dem Generator ab, wo noch Glühefeuer vorhanden, so sind sie zwar sehr heiss, aber kohlensäurereich; wenn zu hoch, so sind sie zwar kohlensäurearm aber kühler und geben beim Verbrennen weniger hohe Temperatur. Der richtige Punkt zum Gasabzug wird demnach, was durch Schaulöcher zu gewahren, da sein, wo eben die Feuergluth aufhört. Ueber dem Rost muss eine lebhafte Rothgluth herrschen; bei zu hoher Temperatur leiden namentlich durch Einfluss der Aschenbestandtheile auf die Ofenwände diese, sowie die Roststäbe zu sehr, weshalb, wenn Gebläsewind (Unterwind) unten in den Generator eingeführt werden soll, dieser meist nicht erhitzt und nicht zu stark gepresst genommen wird. Die Kohlensäuremenge nimmt auch zu, wenn man die Gasentwicklung zu sehr beschleunigt, je niedriger die Temperatur auf dem Roste ist[2]) und wenn die Weite der Austrittsöffnung für die Gase mit der Luftzuführungsöffnung nicht im richtigen Verhältnisse steht. Bei backenden Steinkohlen können schlotartig wirkende Canäle in denselben entstehen, was man durch Zusatz magerer Kohlen zu beseitigen sucht. Behuf Vergrösserung des Wasserstoffgehaltes empfiehlt es sich nicht, Wasserdampf in den Generator zu führen, weil bei der Zersetzung des Wassers durch Kohle dem Feuer eben so viel Wärme entzogen wird, als der Wasserstoff beim Verbrennen wieder liefert.[3]) Es soll demnach die vorkommende Anwendung von Wasser unter den Rosten nur deren Abkühlung und Schonung bezwecken. Für die Zusammensetzung der Gase ist es einerlei, ob man Zug- oder Gebläseluft anwendet, wenn nur die Brennmaterialsäule entsprechend hoch ist.

Als Anhalten für die Ergiebigkeit eines Brennstoffs an Kohlenoxydgas in den Generatorgasen kann die Menge Kohle oder Cokes dienen, welche bei einer Tiegelprobe zurückbleibt.

Zusammensetzung.

Die Zusammensetzung der Gase (auch S. 59) ergiebt sich aus nachstehenden Analysen:

	Nach Scheerer				Nach Knapp Dem Vol. nach				Nach Knapp Dem Gew. nach				Vol. Gew.[4])
	Holz.	Torf.	Holzkohlen.	Cokes.	Holzkohlen.	Holz.	Torf.	Cokes.	Holzkohlen.	Torf.	Cokes.	Steink.	Steink.
Stickstoff	53.2	68.1	64.9	64.8	63.4	50.3	61,5	64.1	64.9	63.1	64.8	55—65	61.2	65.12
Kohlenoxyd	34.5	22.4	34.1	33.8	33.3	25.2	21.8	33.5	34.1	22.4	33.8	17—22	24.2	25.89
Kohlensäure	11.6	14.0	0.8	1.3	0.5	10.6	9.1	0.8	0.8	14.0	1.3	3—10	4.2	7.04
Wasserstoff	0.7	0.5	0.2	0.1	2.8	13.9	7.6	1.5	0.2	0.5	0.1	5—16	8.2	0.62
Kohlenwasserstoff	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	3— 6	2.2	1.33
Sauerstoff	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	01—3.2	—	—

1) B. u. h. Ztg. 1869, S. 232. 2) B. u. h. Ztg. 1871. S. 404. 3) Polyt. Centr. 1846, S. 492. B. u. h. Ztg. 1849, S. 242. Dingl. 103, 289. Bgwfr. 8, 505; 10, 454. 4) Steinkohlengas von St. Gobain: Preuss. Ztschr. 18, 148. B. u. h. Ztg. 1867, S. 258.

Die Heizkraft der Gase steigt, je mehr die Kohlenoxydgasmenge die Zahl 11 zu 100 Gewichtstheilen Stickstoff übersteigt (S. 98).

Vergleichung der Gicht- und Generatorgase.

Vor den Gichtgasen zeichnen sich die Generatorgase aus: durch eine grössere Heizkraft wegen grösseren Gehaltes an brennbaren Gasen, constanterer Zusammensetzung, Darstellbarkeit in beliebiger Menge und in constantem Strome bei geringerem Gehalte an Flugstaub und, bei meist getrockneten oder gedarrten Brennstoffen, auch an Wasser. Während jene hauptsächlich Anwendung finden zur Hervorbringung minderer Temperaturen, welchen zufällige Schwankungen, wie sie der Hohofen mit sich bringt, weniger schaden, so wendet man die Generatorgase meist zur Hervorbringung hoher Temperaturen (Puddeln, Schweissen, Stahlschmelzen u. s. w.), welche sich dann durch passende Zuführung von Luft und Gas genauer regeln lassen, besonders in solchem Falle an, wo die Beschaffenheit des Brennstoffes (schlechte, aschenreiche und pulverförmige Brennmaterialien) durch directe Verbrennung die Hervorbringung einer solchen Temperatur nicht zulässt. Dabei ist die Ausnutzung der Wärme in erster Frage weniger wichtig, als die Erzeugung einer hohen Temperatur, und man muss den verbrannten abgehenden Gasen ihre Hitze noch anderweitig zu entziehen suchen [1]), z. B. bei Dampfkesselheizungen, Winderhitzung zum Holzdarren (Fig. 61) u. s. w. Kommt es auf Erzielung minderer Temperaturen an, so verbrennt man schlechtere Brennmaterialien direct auf einem passenden Rost (Treppenrost, Heizpult u. s. w.). Die Gasfeuerung ist weniger vortheilhaft, wenn es sich um grosse Wärmemengen handelt, als um hohe Temperaturen. [2])

Nehse [3]) sucht den Hauptvorzug der Generator-Gasfeuerung vor der mit festem Brennmaterial darin, dass man bei ersterer den Gasen das richtige Verhältniss von Luft geben kann, während festes Brennmaterial eines Ueberschusses von Luft (S. 52) bedarf, wahrscheinlich wegen zu kurzer Berührung derselben mit ersterem, um eine vollständige Ausnutzung des Sauerstoffs herbeizuführen. Cokes in Gas verwandelt und dieses verbrannt ergaben eine Temperatur von 2480°, bei directer Verbrennung nur die Hälfte dieser Hitze. Nach Tunner [4]) geben Braunkohlengase ohne Pressung einen theoretischen Heizeffect von 2600° C.

Wärmeverluste bei der Vergasung

Bei der Vergasung fester Brennstoffe findet im Vergleich mit der Wärmemenge, welche durch directe Verbrennung zu Kohlensäure entstehen würde, ein Wärmeverlust statt:

1) durch die Umwandlung von Kohlenstoff in Kohlensäure und Reduction derselben zu Kohlenoxyd (S. 52).

Krans [5]) berechnet bei der Steinkohle von Gobain (84.380 Kohlenstoff, 6.168 Wasserstoff, 6.898 Sauerstoff und 2.554 Stickstoff) und der S. 116 angegebenen Zusammensetzung des daraus dargestellten Gases diesen Verlust auf 31.71 Proc. und Chadeffaud [6]) findet denselben auf einem anderen Wege zu 31.69 Proc. Dieser Verlust steigert sich auf 48 Proc., nachdem die Gase, wie später weiter erwähnt werden soll, noch in Regenerativöfen erhitzt worden sind.

---

1) Ztschr. d. Ver. deutsch. Ingen. 11, 315. 2) B. u. h. Ztg. 1859, S. 420. Oest. Ztschr. 1859, S. 65, 163. 3) Ztschr. d. Ver. deutsch. Ingen. 11, 315. 4) Oest. Ztschr. 1859, No. 19. 5) Krans, Etudes sur le four à gaz et à chaleur régénérée de M. Siemens, Bruxelles et Louvain. 1869 p. 41. Preuss. Ztschr. 18, 149. 6) Bulletin de la société de l'industrie minérale 9, 438. Preuss. Ztschr. 18, 150.

2) Durch Absorption von Wärme zur Destillation der Kohlenwasserstoffe und zur Austreibung des Wassers aus dem Brennmaterial.

3) Durch die nothwendige Abkühlung der Gase zur Abscheidung theerbildender Verbindungen, wenn erstere in Regenerativöfen geleitet werden sollen, damit sie die Wechselklappen u. s. w. nicht verschmieren. Je niedriger man dann die Temperatur, bei welcher die Entwicklung der schweren Kohlenwasserstoffe stattfindet, führen kann, um so geringer ist die Menge der letzteren und somit auch das Quantum der durch die erforderliche Abkühlung verloren gehenden Wärme. Es empfiehlt sich in solchem Falle, den Generator nicht zu heiss gehen zu lassen. Wo eine directe Abführung der brennbaren Gase in den Heizraum (Puddelofen, Schweissofen u. s. w.) stattfindet, geschieht eine solche Abkühlung überall nicht und Pütsch hat sie auch bei Regenerativöfen durch Anwendung passend construirter Wechselklappen zu vermeiden gesucht, wo dann der Generator direct mit den Regeneratoren in Verbindung gesetzt werden kann, so dass die Gase in letztern heisser einziehen.

Material zur Gaserzeugung.

Man verwendet die verschiedensten rohen und verkohlten Brennstoffe zur Gaserzeugung und erhält ein um so wirksameres Product, je reicher erstere an Kohlenstoff und je ärmer sie an Wasser sind, weshalb je nach der mit den Gasen zu erzielenden Temperatur meist nur getrocknete oder durch Ueberhitze gedarrte Brennstoffe in Anwendung kommen.[1]) Um ein Darren zu umgehen, wendet man auch die später zu erwähnenden Mittel zur Beseitigung der Wasserdämpfe aus den Gasen an. Steinkohlen enthalten meist nur wenig hygroskopisches Wasser; Backkohlen müssen aus angeführten Gründen (S. 116) mit mageren versetzt werden. Mageres Klein ist wenig geeignet; am besten sind halbfette staubfreie Stückkohlen. Je grösser der Aschengehalt[2]) der Brennstoffe, um so mehr steigen die Schwierigkeiten einen regelmässigen Gasstrom zu erhalten, indem derselbe durch Verstopfen des Rostes und das erforderliche öftere Ausräumen der Asche unterbrochen wird. Durch passende Auswahl der Rostvorrichtung lassen sich Brennstoffe selbst in Pulverform zweckmässig verwenden. Je nach ihrem Aggregatzustand, ihrer Dichtigkeit u. s. w. erfordern die Brennstoffe mehr oder weniger hohe Temperaturen zu ihrer Vergasung, z. B. Steinkohlen höhere als Braunkohlen, Holz und Torf, weshalb man für erstere wohl heissen Unterwind anwendet, z. B. in Jones' u. Wilson's Puddelofen[3]), während man sonst kalten vorzieht (S. 116). Auch manche schwedische Gasschweissöfen arbeiten mit heissem Unterwind[4]), welcher aber die S. 116 erwähnten Uebelstände haben kann.

Durch das in Intervallen erfolgende Einschüren von frischem kalten Brennmaterial, den wechselnden Aschen- und Wassergehalt, den Aggregatzustand der Materialien, die Schwankungen des Gebläsewindes u. A. entstehen Schwankungen in der Gaserzeugung, welche aber zum Theil ausgeglichen werden durch vorhandene Wärmeregeneratoren und starke, bis 628 Mm. dicke Umfassungsmauern des Generators.

---

1) B. u. h. Ztg. 1857, S. 16. 2) B. u. h. Ztg. 1857, S. 23. 26. Tunner, Leoben. Jahrb. 1857, S. 137; 1860, S. 115. 3) B. u. h. Ztg. 1870, S. 360. 4) Kerl, Met. 1, 333.

49. Darstellung der Generatorgase: Bei Auswahl eines Generators sprechen hauptsächlich die Beschaffenheit des Brennmaterials (Dichte, Zerkleinerungsgrad u. s. w.), die in einer Zeiteinheit zu erzielende Gasmenge und die Art der beabsichtigten Anwendung der Gase mit. Doch lässt nur eine auf Beobachtungen, Vergleichungen, Resultate und richtige Anwendung gestützte Erfahrung ein richtiges Urtheil über die beste Generatorform zu. Gasgeneratoren.

Die Generatoren lassen sich nach verschiedenen Richtungen hin classificiren, nämlich: Classification.

1) Isolirt stehende oder den Feuerungsraum der Flammöfen ersetzende Generatoren. Letztere, durch einfaches Tieferlegen des Rostes unter die Feuerbrücke herzustellen, gestatten eine Ersparung an Raum, sowie der Gasleitung, grössere Sicherheit vor Explosionen, die Verbrennung weniger abgekühlter Gase und leichtere Handhabung, während erstere Einrichtung sich besonders empfiehlt, wenn mehrere Oefen aus einem Generator oder besser aus einem System von mehreren derselben mit Gas versorgt werden sollen, um den Betrieb und die Aufsicht zu vereinfachen, gleichmässige Gase zu erhalten und die geringste Menge Brennstoff zu gebrauchen. Es ist stets vortheilhafter, zur Erzielung einer genügenden Gasmenge mehrere Generatoren zu haben, als in wenigen die Gasentwicklung zu beschleunigen, weil dann die Gase reicher an Kohlensäure werden.

Besonders für Regenerativgasfeuerung wählt man isolirt stehende Gasgeneratoren [1]), damit die aus letzteren in einer gemauerten Esse aufsteigenden und dann in einem niedergehenden Eisenrohr fortgeleiteten Gase ihre Theerbestandtheile absetzen können und sich kühlen, damit sie nicht ein Werfen der Wechselklappen vor den Regeneratoren veranlassen und durch Theerabsatz deren Spiel beeinträchtigen. Bei längeren Gasleitungen erfordert die oberirdische Fortführung der Gase besondere Vorsichtsmassregeln. Eine Kühlung in auf- und absteigenden Röhren bringt Gasbewegung hervor.

2) Generatoren mit verticalem oder geneigtem Schacht. Früher wendete man meist Generatoren der ersteren Art an und ist für dieselben der Bischoff'sche das Muster gewesen. Man hat dann dessen prismatischen Schacht in einen cylindrischen, doppelt konischen u. s. w. umgewandelt, ohne im Wesentlichen andere Erfolge zu erhalten. Neuerdings hat man den Generatoren mehrfach einen geneigten Schacht und Rost gegeben, um die Oberfläche der Verbrennungsfläche für das Brennmaterial zu vermehren und somit mehr Gas in einer Zeiteinheit zu erzeugen (Generator von Siemens [c. l.], an Wilson's Puddelofen [2]), von Boëtius. [3]) Auch macht dabei das Beseitigen der Asche weniger Schwierigkeit und es soll weniger Kohlensäure ins Gas übergeführt, dieses dagegen reicher an Kohlenwasserstoffen werden. [4]) Fette Kohlen erfordern steilere Roste und grössere Schichthöhe als magere. [5])

3) Generatoren mit oder ohne Rost. Erstere gestatten eine gleichmässigere Verbrennung und die Ofenwände werden mehr

---

1) Krans c. l. p. 4. Preuss. Ztschr. 18, 146. Siemens, On puddling iron. London 1868. p. 10. Mittheil. d. Hannov. Gew. Ver. 1863, Hft, 1. Riedler, über Siemensöfen, Graz 1871. 2) Preuss. Ztschr. 18, 1. B. u. h. Ztg. 1870, S. 360. 3) B. u. h. Ztg. 1869, S. 452. 4) B. u. h. Ztg. 1869, S. 252. 5) B. u. h. Ztg. 1871, S. 404.

geschont. Je nach dem Aggregatzustand des Brennmaterials verwendet man Planroste, Treppenroste [1]), welche eine bequemere Beseitigung der Asche und ein leichteres Auswechseln der Roststäbe gestatten, oder für feines Pulver den Müllerschen Heizpult, eine Gusseisenplatte mit vielen engen Löchern. Zuggeneratoren haben immer einen Rost; nur bei Gebläsegeneratoren fehlt er zuweilen.

4) Zug- oder Gebläsegeneratoren. Während man früher Gebläseluft (Unterwind) nur für dichteres Brennmaterial (Anthracit, Steinkohlen, Cokes) anwandte, hat sie jetzt auch häufig für lockere Brennstoffe Eingang gefunden, indem man sie seltener bei fehlendem Rost direct in das Brennmaterial (bei grösserem Aschengehalt, welcher den Rost verstopfen würde), als unter den Rost treten lässt. Man erzielt damit eine vollständigere Verbrennung wegen geringerer Cinderbildung, kann die Gase wegen grösserer Pressung bequemer nach unten ableiten und braucht deshalb den Generator nicht theilweise unter die Hüttensohle zu stellen, ist von Witterungsverhältnissen nicht abhängig, kann beliebig mehr oder weniger Gas in der Zeiteinheit erzeugen und die Brennmaterialschicht so hoch machen, dass jedenfalls alle Kohlensäure reducirt wird, während bei Zuggeneratoren wegen des nothwendigen Zuges diese Schicht nicht immer so hoch sein kann, dass alle Kohlensäure reducirt wird. Dagegen sind die Gebläsegeneratoren minder einfach und kostspieliger, als die Zuggeneratoren, Düsen und Rost verstopfen sich leichter und namentlich bei aschenreichem Brennmaterial ist das Ausräumen der stark sinternden Asche unbequemer, wenn man nicht bewegliche Ofensohlen hat (Bérard's Generator), auch reissen sie mehr Flugstaub mit über, welcher durch Staubfänge möglichst abgesondert werden muss. Bei Zuggeneratoren wird die äussere Luft beim Schüren leichter in den Generator gesogen als bei Anwendung von Gebläseluft, während letztere leichter zu Gasverlust durch die Chargiröffnung Veranlassung giebt. Nach Pütsch [2]) soll in Gebläsegeneratoren mehr Kohlensäure erzeugt werden, als in Zuggeneratoren, was aber nach Schinz [3]) überall nur dann der Fall ist, wenn die Luft- oder Windmenge grösser ist, als die Gesammtcontactfläche des im Generator enthaltenen Brennstoffs.

Wie bereits bemerkt (S. 116), arbeitet man meist mit schwach gepresstem und kaltem Unterwind, zuweilen jedoch auch mit heissem (S. 118). Derselbe ist entweder gewöhnlicher, meist Ventilator-Gebläsewind oder wird durch ein Dampfstrahlgebläse [4]) erzeugt (Jones' und Wilson's Puddelofen). Statt eines Gebläses kann man auch einen Exhaustor anwenden. [5])

Beispiele für Generatorconstructionen.

Als Beispiele für Generatorconstructionen [6]) mögen folgende gelten:

Bischoff's Generator.

1) Generatoren mit verticalem Schacht.
   a) Zuggeneratoren.
      α) Isolirt stehende Generatoren.
         α') Mit Rost.

Bischoff's Generator [7]) (Fig. 57). *a* Ofenschacht, 1.57 M. weit und 2.3 M.

---

1) B. u. h. Ztg. 1863, S. 61. Percy-Knapp, Metallurgie 1, 206. 2) Preuss. Ztschr. 18, 1. B. u. h. Ztg. 1870, S. 360. 3) B. u. h. Ztg. 1867, S. 166, 251; 1869, S. 232. Dingl. 183, 379. 4) Dingl. 134, S. 239. 5) B. u. h. Ztg. 1869, S. 295. 6) B. u. h. Ztg. 1871, S. 404. 7) Bischoff, die indirecte, aber höchste Nutzung der rohen Brennmaterialien. 2 Aufl. 1866. Kerl, Met. 1, 338.

über dem Rost hoch, nach unten bei *d* und nach oben bei *b* zusammengezogen. *r* Rost. *e* Aschenfall. *f* Aschenfallthür mit Reibern. *g* Räumöffnung. *o* Schaulöcher. *c* Chargirraum mit Schieber unterwärts und Deckel *P* mit Sandverschluss oberwärts. *l* Fuchs zur Ableitung der Gase mit Schieber *s*.

Kerpely's Generator[1]) hat einen Treppenrost. Hierher gehört auch der in Fig. 69 dargestellte Generator an einem Regenerator-Gussstahlofen und vom Mansfelder Silberraffinirofen.[2]) — Welkner's Generator[3]) mit Einhängecylinder hat einen Treppenrost und die Gase passiren vor der Ausnutzung im Eisensteinröstofen einen Theerkasten.

Fig. 57.

β') Ohne Rost.

Hierher gehört der Generator zu Pütsch's Regenerativofen (S. 118), dessen Chargircylinder einen Deckel in Sandverschluss hat und am Boden durch einen an einem Gegengewicht hängenden Kegel geschlossen ist, bei dessen Senkung die Charge in den Generator fällt, welcher unten an der Seite einen Canal zum Lufteintritt hat.

β) Nicht isolirt stehender Generator.

Kärnthner Generator für Holz[4]) (Fig. 58). *a* Schacht, 40 Cm. lang, 84 Cm. weit und 174 Cm. hoch vom Rost bis zum Gewölbe und 158 Cm. bis zur Feuerbrücke. *b* Rost mit 12 Stufen. *c* Aschenfall, in welchen die Luft durch den Canal *d* tritt. *e* Schüröffnung, 66 Cm. breit, 60 Cm. lang und 40 Cm. hoch mit einer durch einen Hebel zu öffnenden geneigten Thür, zum bessern Verschluss. *g* Röhren, in welchen behuf Erhitzung Gebläseluft circulirt, welche dann, durch einen Hahn *h* zu reguliren, durch eine schnabelförmige Düse *i* auf die

Kärnthner Generator.

Fig. 58.

über die Feuerbrücke tretenden Generatorgase ausströmt. (*k* Schweissofenherd. *l* Fuchs. *m* Schlackenloch. *n* ausgeflossene Schlacke.)

Hierher gehört auch der Generator am Mansfelder Kupferraffinirofen.[5])

1) B. u. h. Ztg. 1868, S. 114. 2) Karl, Met. 4, 215. 3) B. u. h. Ztg. 1865, S. 361. 4) Karl, Met. 1, 338. 5) Karl, Met. 2, 539.

b) Gebläsegeneratoren.

α) Isolirt stehende Generatoren.

α') Ohne Rost.

Ebelmen's Generator.

Ebelmen's Generator für Anthracit und Steinkohlen[1]) (Fig. 59). *a* Schacht. *b* Verbrennungsraum zur Aufnahme des Gebläsewindes durch die Formöffnungen *f*. *r* Einhängecylinder mit luftdichtem Sandverschlussdeckel, hinter welch ersterem sich die Gase bei *q* ansammeln und durch *k* abziehen.

Fig. 59.

Thoma's Generator.

Thoma's Generator[2]) ist mehrdüsig und hat eine der Bischoff'schen ähnliche Chargirvorrichtung.

Fröhlich's Generator[3]) für staubförmiges Brennmaterial besteht aus zwei Kammern. In der einen findet die Verbrennung durch Gebläseluft, durch Düsen am Boden eingeführt, statt und die hier erzeugten Gase treten durch einen Canal am Boden in den zweiten mit glühenden Cokes gefüllten Schacht ein. Beim Aufsteigen wird alle Kohlensäure in Kohlenoxydgas verwandelt.

Bérard's Generator[4]) für Steinkohlen hat einen beweglichen Boden zur Ausräumung der Asche und die mit Theer und Wasserdampf geschwängerten Gase treten noch in einen mit glühenden Cokes gefüllten Schachtraum, in welchem Wasserdämpfe in Kohlenoxyd und Wasserstoffgas zerlegt werden und Theer in Kohlenwasserstoffgase übergeht.

β') Mit Rost.

Französ. Generator.

Französischer Holzgasgenerator[5]) (Fig. 60, 61). *A* Schacht, 2.1 M. hoch, unten 1.1 M. weit, oben 1.4 M. lang und 1.2 M. breit. *a* Düse zur Aufnahme von erhitztem Ventilatorwind (von 170—200° C.). *h* Aschenfall *d* eiserner Chargirkasten mit Deckel und Schieber *c* unterwärts. Die Gase ziehen durch *f* und *g*, in der Staubkammer *h* in die Höhe und strömen über die Feuerbrücke *o* durch einen 0.2 M. hohen und 0.8 M. breiten Schlitz in einen Puddelofen *B* mit durch *r* verbundenem Vorwärmherd *p* aus, während durch die 7 Düsen *k* Gebläsewind, welcher durch die abgehenden Feuergase in *u* erhitzt und durch *m* in die bewegliche Röhre *l* geleitet wird, ins Gas tritt. Die abgehenden Feuergase werden noch, bevor sie in die Esse *u* gelangen, zum Holzdarren in der Kammer *C* benutzt.

Fig. 60.

1) Kerl, Met. 1, 347. 2) Kerl, Met. 1, 347. 3) B. u. h. Ztg. 1871, S. 36. 4) Dingl., 200, 470. 5) Kerl, Met. 1, 339.

Hierher gehört der Oberharzer Torfgasgenerator an Puddelöfen mit Einhängecylinder und Müller'schem Heizpult.[1])

Fig. 61.

β) Nicht isolirt stehende Generatoren.

α') Ohne Rost.

Kärnthner Holzgasgenerator[2]) (Fig. 62). *a* Generator 100 Cm. hoch, 90 Cm. lang und 47 Cm. breit. *e* Hauptwindleitungsrohr, aus welchem durch *d* kalter Kärnthner Generator.

Fig. 62.

Unterwind in den Generator tritt, während aus dem Rohr ein anderer Windstrom durch das Herdeisen *n* des mit Vorwärmherd *p* versehenen Puddelofens *k* zieht, sich dabei erwärmt und durch *h* und das schnabelförmige Mundstück *i* zu den über die Feuerbrücke *o* durch einen Schlitz *f* streichenden Gasen mit 12 Mm. Pressung gelangt. Der Schnabel hat 18 Mm. Höhe und 86 Cm. Breite. (*k* Eisensohle. *l* gusseiserne Balken. *m* gemauerte Pfeiler. *q* Fuchsbrücke. *r* Fuchs. *s* Esse.) Das Chargiren geschieht durch eine seitliche Oeffnung (Fig. 58).

Hierher gehören auch der Zorger Gasgenerator[3]), welcher aber neuerdings mit Rost versehen ist; die schwedischen Gasschweissöfen[4]), welche theilweise zwei Reihen Formen für Unterwind über einander haben, sowie der Generator an einem combinirten Puddel- und Schweissofen zu Rhonitz.[5]) Groebe's Generator[6]) hat ebenfalls 2 Reihen Düsen für Unterwind über einander.

β') Mit Rost. Je nach der Einrichtung des Rostes lassen sich gröber und und feiner zertheilte Brennstoffe vergasen, letztere z. B. auf Müller's Heizpult und auf Treppenrosten.

1) Karl, Met. 1, 343; B. u. h. Ztg. 1865, S. 312. 2) Karl, Met. 1, 342, 343. 3) B. u. h. Ztg. 1860, S. 158. 4) Karl, Met. 1, 344, 345. 5) B. u. h. Ztg. 1866, S. 346. 6) B. u. h. Ztg. 1864, S. 136.

Müller's Heizpult.

Generator mit Müller'schem Heiz- oder Blasepult[1]) (Fig. 63). *a* Schüröffnung. *b* gusseiserner Heizpult mit 45 Stück 11 Mm. weiten Oeffnungen.

Fig. 63.

c 4 nebeneinander liegende Düsen für Unterwind. *g* 7 Düsen zur Zuführung von Gasverbrennungswind (Oberwind), welcher sich beim Circuliren in den Canälen *h* der Feuerbrücke *c* erhitzt hat. *f* Schlitz zum Ausräumen der Asche. (*i* Schweissofen. *k* Fuchs. *l* Esse.)

2) Generatoren mit geneigtem Schacht.

a) Nicht isolirte Generatoren.

α) Mit Rost.

Boëtius' Generator.

Boëtius' Generator[2]) (Fig. 64. 65). *A* Schacht, 1.8—2.0 M. hoch, 0.75 M. tief und 0.90 M. breit. *a* geneigter Rost. *b* Luftzuführungsöffnungen. Die Verbrennungsluft für die Gase circulirt bei *n* in den Ofenwänden und bei *m* in der Feuerbrücke und strömt aus beiden resp. bei *c* und *d* zu den Gasen aus, welche zunächst einen Schweissofen und dann noch einen Dampfkessel heizen. Man zieht hier und da diesen Apparat dem Siemens'schen Regenerativofen vor, wenn nicht bis zum Schmelzen des Stahls gehende Temperaturen erforderlich sind, z. B. bei Puddel- und Schweissöfen (*B*).

Fig. 64.

β) Ohne Rost.

Wilson's Generator.

Wilson's Puddelofen-Generator[3]) (Fig. 66). *a* Raum zur Aufnahme des Brennmaterials z. B. Steinkohlen, seitlich eingeschürt und auf der geneigten Ebene *b* herabrutschend. *h* Röhre zum Eintritt des durch ein Dampfstrahlgebläse bei *e* gelieferten Unterwindes. *f* Scheidewand. *g* Oeffnung zum Ausziehen der Asche.

1) Kerl, Met, 1. 340. 2) B. u. h. Ztg. 1869, S. 452. 3) Preuss. Ztschr. 18, 1. B. u. h. Ztg. 1870, S. 360.

d Aschenfall. Der Verbrennungswind für die Gase wird mittelst eines Dampfstrahlgebläses durch das Herdeisen *k l m* getrieben, strömt von *m* nach unten in den Canal *n* und aus diesem durch einen im Ofengemäuer aufsteigenden Canal in den Raum *p*, in dessen gewölbtem Boden in 12 Reihen 252 senkrechte Düsenöffnungen von 13 Mm. Weite sich befinden. Ein kleiner Theil des Windes gelangt aus *p* durch *q* über das Brennmaterial. (*l* Puddelofenherd, *k* Fuchsbrücke.)

Fig. 65.

Fig. 66.

b) Isolirt stehende Generatoren.

Siemens' Generator[1]) für Regenerativgasfeuerung (S. 119). Derselbe hat grosse Aehnlichkeit mit dem Boëtius'schen, nur verläuft die geneigte Vorderwand am untern Theil in einen Rost mit derselben Neigung (50—60°), an welchen letzteren sich dann ein Planrost anschliesst. Das Chargiren geschieht aus einem Kasten mit Deckel und Sohlschieber. Die Gase steigen aus dem Generator erst behuf der Abkühlung (S. 119) in einer gemauerten Esse gerade auf und werden dann durch eine geneigte Röhre dem Regenerator zugeführt. Man erhält im Aschenfall einen Wasserstand. Siemens' Generator.

Lundin's Generator[2]) für feuchte Sägespäne hat eine anfangs verticale Vorderwand, an welche sich ein geneigter Rost und dann ein horizontaler Rost schliesst, unter welchen letzteren Gebläseluft geführt wird. Das Chargiren geschieht durch einen Schlauch mit darüber befindlichem Füllkasten. Die feuchten Gase steigen durch einen gemauerten Schornstein in die Höhe und gelangen dann durch eine gekrümmte Röhre in den Condensator (s. später). Für feinere Sägespäne hat man zu Prevali[3]) in Kärnthen diesen Generator etwas modificirt. Lundin's Generator.

Die beim Gasofenbetrieb vorkommenden hauptsächlichsten Operationen sind folgende: Bedienung der Gasöfen.

1) Chargiren. Dieses geschieht am zweckmässigsten, damit möglichst wenig Gasverlust und kein Eintreten von Luft in den Generator stattfindet, mittelst eines oben mit Deckel und unterhalb mit Schieber versehenen Aufgebetrichters, Kastens oder Cylinders (Fig. 57), welcher auch statt des Schiebers am Boden mit einem auf und nieder beweglichen Kegel, wie beim Parry'schen Gasfang (S. 107),

1) Kraus, Étude sur le four à gaz. 1869. Taf. I. B. u. h. Ztg. 1871, S. 406. 2) B. u. h. Ztg. 1867, S. 317; 1869, S. 222. 3) Kärnthn. Ztschr. 1871, S. 76, 150.

geschlossen (S. 121) oder bei in den Ofen eingehängtem Cylinder mit einem Deckel unter Sandverschluss [1]) versehen sein kann (Fig. 95). Seltener und weniger sicher chargirt man ohne solche Vorrichtung von der Seite (Fig. 58) und meist nur bei Gebläsegeneratoren. Die Schüröffnungen sind im letzteren Falle durch auf und nieder bewegliche massive Thüren geschlossen, deren Gewicht und geneigte Stellung den Verschluss begünstigt (Fig. 58).

2) Ausräumen der Asche. Fällt dieselbe nicht durch den Rost in den Aschenfall, sondern sintert mehr oder weniger zusammen, so muss man eiserne Abfangstäbe oberhalb des Rostes durch einen Schlitz im Gemäuer und das Brennmaterial treiben und die Asche darunter durch eine Oeffnung ausräumen. Ansätze an den Düsen stösst man durch mit denselben correspondirende verschliessbare Oeffnungen mittelst eines Spiesses ab. Bei geneigten Generatoren ist das Ascheausräumen weit bequemer als bei stehenden. Man hat auch durch passende Zuschläge die Asche des Brennmaterials in Schlacke verwandelt, welche man absticht. Dieselbe greift aber die Ofenwände stark an.

3) Regulirung des Luftzutrittes und Beobachtung der Temperatur durch Schaulöcher.

Gasleitungen.

50. Fortleitung und Reinigung der Generatorgase. Die Gase treten entweder sofort aus dem Vergasungsraum in den Heizraum (Fig. 58, 62, 63, 64 u. s. w.), wo dann ihre Wärme am besten ausgenutzt wird, oder sie passiren zum Absetzen des mitgerissenen Flugstaubes, welcher die Gaszüge verengen und auf das zu erhitzende Product (z. B. Eisen beim Puddeln und Schweissen) schädlich influiren kann, zuvor eine besondere Staubkammmer (Fig. 60) oder einen Aschenkasten [2]), der auch wohl im Abzugscanal durch Vertiefung desselben an der betreffenden Stelle und Einsetzen einer nicht bis zum Boden gehenden Scheidewand angebracht ist. Müssen die Gase für die Benutzung in Regenerativöfen behuf Befreiung von Theertheilchen und Wasserdämpfen abgekühlt werden, so sind längere Leitungsröhren erforderlich [3]) (S. 125), auch hat man bei zum Eisenerzrösten angewandten Gasen dieselben einen Theerkasten [4]) passiren lassen.

Seltener leitet man die Verbrennungsluft von oben in den Generator und die Gase unten ab [5]), als umgekehrt. Goder [6]) empfiehlt, die Gase mittelst eines Tonnengebläses aus dem Generator durch einen Canal zu saugen, von dessen Decke zur Zurückhaltung des Flugstaubes Wasser brausenartig herabtröpfelt, dann die Gase mit mehr oder weniger Pressung fortzutreiben.

Allgemeine Regeln.

51. Verbrennung der Generatorgase. Hierbei gilt dasselbe, wie bei Gichtgasen, hinsichtlich der innigen Mengung mit Luft und der Zuführung der richtigen Quantität derselben. Da Gas leichter als Luft ist, so muss behuf Erzeugung einer möglichst intensiven Hitze letzteres entweder in ersteres eingeblasen werden oder auf demselben schwimmen; umgekehrt Gas auf Luft, wenn man anhaltend eine weniger intensive Hitze hervorbringen will, so dass beide Ströme mehr parallel in den Ofen gehen. Dabei hat man es in der Gewalt, durch Regu-

---

1) Dingl. 112, 462. Tunner, über das Eisenhüttenwesen in Schweden, S. 53. 2) Kerl. Met. 1, 341. Leoben. Jahrb. 1860, S. 115, 351. 3) Preuss. Ztschr. 18, 148. 4) B. u. h. Ztg. 1863, S. 61. 5) B. u. h. Ztg. 1861, S. 336. 6) B. u. h. Ztg. 1862, S. 38.

lirung des Luftzutrittes eine mehr oxydirende, scharf intensive oder eine reducirende Flamme zu erzeugen, und aus diesem Grunde ist z. B. beim Eisenpuddeln mit Gasen das Ausbringen grösser, als gewöhnlich, sowie auch das Schweissen des Eisens besser und schneller geht.[1]) Zur Steigerung des Wärmeeffectes wird die Verbrennungsluft meist im erhitzten Zustande angewandt, indem man die kalte Luft durch heisse Ofentheile circuliren lässt, z. B. durch die Seitenwände des Rostes (Fig. 64), die Feuerbrücke (Fig. 66), das Herdeisen (Fig. 62) u. s. w. oder abgängige Wärme unter dem Roste (Fig. 58), im Fuchse (Fig. 61) oder im unteren Essentheil dazu verwendet. Bei heissem Wind geht die Verbrennung rascher und somit in einem kleineren Raume vor sich, in Folge dessen eine höhere Temperatur erzeugt wird. Die Verbrennung der Gase findet gewöhnlich erst über oder vor der Feuerbrücke statt und nennt man den dazu verwandten Wind Oberwind, im Gegensatz zu dem zur Verbrennung des Brennmaterials dienenden Unterwind. Zuweilen leitet man jedoch schon in den mittleren[2]) oder oberen Theil[3]) des Generators Verbrennungswind (Mittelwind) ein.

Luft-erhitzung.

Ort der Verbrennung.

Die Regulirung der Hitze im Verbrennungsraum geschieht durch passende Stellung der Register oder Hähne für die Wind- und Luftzuführung, stärkeres Erhitzen des Oberwindes, Speisung des Generators mit mehr oder weniger Brennmaterial u. A. Schinz' selbstwirkender Regulator[4]) soll die Regulirung der Windmengen erleichtern.

Hitzeregulirung.

Die Verbrennung der Gase geschieht entweder:

Verbrennungsmethoden.

1) Durch Zugluft, und zwar indem man die Luft bei Flammöfen in den Seitenwänden des Feuerungsraumes (Freiberger Röstofen[5]), Mansfelder Kupfer-[6]) und Silberraffinirofen[7]), Oefen zur Henrichshütte[8]), oder auch gleichzeitig in der Feuerbrücke circuliren (Boëtius' Generator Fig. 64, 65) und dann nur von oben oder auch von unten aus der Feuerbrücke zum Gas treten lässt (Boëtius G.). In Welkner's Eisenerzröstofen (S. 121) werden die Gase auch durch Zugluft verbrannt.

Zugluft.

2) Durch Gebläseluft, deren Regulirung man mehr in der Gewalt hat, als Zugluft und die deshalb meist angewandt wird. Hinsichtlich der Zuführung derselben zum Gas unterscheidet man:

Gebläseluft-

a) das Wasseralfinger Princip. Der Wind tritt durch Düsen in die Gase ein (Fig. 60, 61), welch erstere beweglich sind und entweder sämmtlich dasselbe Stechen (Faber du Faur's Einrichtung[9]) oder einige ein abweichendes Stechen haben (Krems[10]). Da die Düsen und die drehbare Windröhre, an welcher dieselben befestigt, der Hitze stark ausgesetzt und deshalb sehr wandelbar sind, (Wagner[11]) hat neuerdings eine bessere Construction angegeben), so hat man die Düsen durch ein schnabelförmiges Mundstück ersetzt und dasselbe ausserhalb oben auf den Ofen gelegt. Diese Einrichtung ist

Wasseralfinger-Princip.

b) für das Kärnthner Princip[12]) charakteristisch, nach welchem der Wind in schräger Richtung zum Gas tritt (Fig. 58, 62). Eine noch innigere Mengung von Gas und Gebläseluft hat man

Kärnthner Princip.

---

1) B. u. h. Ztg. 1867, S. 258; 1870 S. 360. 2) Kerl, Met. 1, 346. 3) Kerl, Met. 1, 344, 345. 4) B. u. h. Ztg. 1857, S. 75. 5) Kerl, Met. 1, 337. 6) Kerl, Met. 2, 539. 7) Kerl, Met. 4, 215. 8) Ztschr. d. Ver. deutsch. Ing. 14, 608. 9) B. u. h. Ztg. 2, 697; 1865, S. 312. Kerl, Met. 1, 339, 343. 10) Zerrenner, metallurg. Gasfeuerung 1856, S. 228. 11) Oest. Ztschr. 1868, No. 10. 12) Kerl, Met. 1, 338, 340, 342, 347. B. u. h. Ztg. 1860, S. 155; 1863, S. 346.

Schwedisches Princip.

c) nach dem schwedischen Principe dadurch herbeigeführt, dass man den Wind entweder durch eine Reihe Metall-Düsen [1]) oder durch einen Schlitz oder ein schnabelförmiges Mundstück [2]) oder durch düsenartige Oeffnungen [3]) im Ofengewölbe (Fig. 66) in verticaler Richtung zum Gas treten lässt.

Anwendung der gewöhnlichen Generatorgase. [4])

Mit grösstem Vortheil, namentlich hinsichtlich der Brennmaterialersparung, der Regulirung des Luftzutrittes nach Bedürfniss und des z. B. beim Eisenpuddeln und Schweissen davon abhängigen Ausbringens hat man die Generatorgase unter Anderem angewandt beim Rösten [5]) von Schwefelmetallen, seltener von Eisenerzen, beim Kupfer- [6]) und Silberraffiniren [7]), beim Kupferspleissen [8]), beim Puddeln [9]) und Schweissen [10]) des Eisens, zum Feinen des Roheisens [11]), zur Darstellung von Eisen direct aus den Erzen [12]), zum Umschmelzen von Roheisen [13]), für Tiegelschmelzungen in Windöfen [14]), zum Gussstahlschmelzen [15]), zum Kalkbrennen [16]) u. A.

Steigerung der Verbrennungswärme.

Zur Erhöhung des pyrometrischen Wärmeeffectes der Generatorgase bei ihrer Verbrennung hat man in neuerer Zeit folgende Mittel angewandt:

Wasserdampfbeseitigung.

1) Entfernung der Wasserdämpfe. Um aus feuchten oder lufttrockenen, nicht gedarrten Brennstoffen Generatorgase für hohe Temperaturen zu erzeugen, hat man deren Gehalt an Wasserdämpfen zu beseitigen gesucht,

Zersetzung des Wasserdampfes durch glühende Kohl.

a) indem man die Gase noch durch glühende Kohlen streichen lässt, welche mit den Wasserdämpfen im Wesentlichen Kohlenoxydgas und Wasserstoff neben etwas Kohlensäure geben (S. 42).

Zu diesem Zwecke empfiehlt Curter [17]), in einen aus zwei abgestumpften Kegeln construirten Generator oben und unten Verbrennungsluft einzuführen und die entstandenen Gase in der Mitte abzuleiten. — In ähnlicher Weise will Ledebeft [18]) durch Einführung der Kohlensäure und Wasserdampf enthaltenden Feuergase in glühende Kohlen Kohlenoxyd und Wasserstoff erzeugen und Lürmann [19]) hat neuerdings empfohlen, durch Einblasen heissen Windes und überhitzter Wasserdämpfe in glühende Kohlen grosse Quantitäten brennbarer Gase herzustellen. Dieses Mittel scheint jedoch wenig Erfolg zu versprechen, da durch die Vergasung des Wasserdampfes nahezu eben so viel Wärme gebunden, als demnächst beim Verbrennen des entstandenen Wasserstoffs erzeugt wird (S. 42). — Bérard [20]) leitet mit Wasserdämpfen und Theer geschwängerte Steinkohlengase durch glühende Cokes.

Wasserdampfcondensation.

b) Durch Abkühlung der Gase behuf Verdichtung des Wasserdampfs und der theerartigen Bestandtheile, nachheriges Wiedererhitzen derselben in Regeneratoren und Verbrennung mit stark erhitzter Luft. Sind die im Regenerator zu erhitzenden Gase zu heiss,

---

1) Tunner, das Eisenhüttenwesen in Schweden. 1868, S. 63. Kerl, Met. 1, 346. Ztschr. d. Ver. deutsch. Ing. 14, 608. 2) Kerl, Met. 1, 344, 345. 3) B. u. h. Ztg. 1870, S. 360. 4) Kerl, Met. 1, 348. 5) Kerl, Met. 1, 337; 4, 523. B. u. h. Ztg. 1858, S. 767; 1863, S. 61; 1869, S. 446. Steinmann, Gasfeuerung S. 96. Percy-Wedding Eisenh. 2, 472. 6) Kerl, Met. 2, 539. Berggeist 1867, Nr. 48. 7) Kerl, Met. 4, 215. Mitterberger Gesellschaft im Salzburgschen. 8) B. u. h. Ztg. 1862, S. 436. 9) Kerl, Met. 1, 339, 341, 342, 3, 491, 503. B. u. h. Ztg. 1860, S. 155, 235; 1861, S. 263; 1867, S. 2; 1865, S. 312. Sammlung v. Zeichn. f. Verein Hütte 1861 No. 16 d, e, h. 10) Kerl, Met. 1, 338, 343, 344, 345; 3, 495, 512. B. u. h. Ztg. 1863, S. 104; 1866, S. 246. Sammlung v. Zeichnungen für den Verein Hütte 1861, No. 16g. 11) Kerl, Met. 1, 347; 3, 448. 12) Kerl, Met. 1, 348; 3, 204, 426. B. u. h. Ztg. 1860, S. 27; 1864, S. 44; 1866 S. 397; 1867, S. 287; 1869, S. 397, 450. Percy-Wedding's Eisenh. 1 Abth. S. 286. 13) B. u. h. Ztg. 1862, S. 38. 14) Percy-Knapp, Metallurgie, 1, 206. B. u. h. Ztg. 1862, S. 261. 15) Kerl, Met. 3, 722. 16) Steinmann, Gasfeuerung S. 96; Supplem. Polyt. Centr. 1870, S. 1426. 17) Oest. Ztschr. 1856, No. 34. Ztschr. d. Oester. Ing. Ver. v. 3 Apr. 1861. B. u. h. Ztg. 1862, S. 440. 18) B. u. h. 1868, S. 352. 19) Dingl. 195, 254, 338. 20) Dingl. 200, 470.

und theerhaltig, so veranlassen sie ein Werfen und Versetzen der Wechselklappen, sowie eine Verstopfung des Ofens.

Die Abkühlung der Gase geschieht

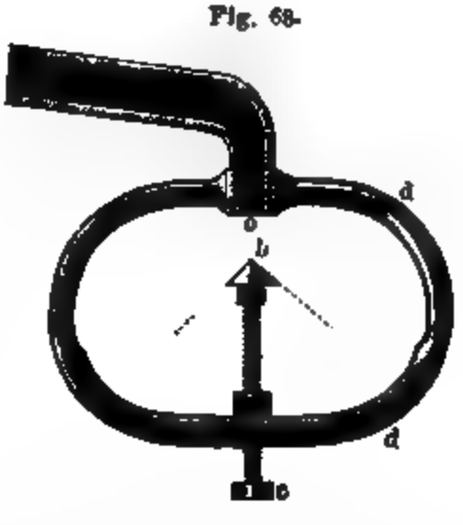
α) in längeren Röhrenleitungen, welche zu den Regeneratoren führen, wie z. B. bei den Siemens'schen Apparaten (S. 119), welche nur aus zwei Haupttheilen, dem Generator und Regenerator bestehen;

β) in Condensatoren, wie sie von Lundin für Gasschweissöfen in Ausführung gebracht sind.[1]) Lundin's Condensator.

Schon früher haben Ebelmen und Uhlig eine Condensation der Dämpfe in den Gasen empfohlen. Bei Lundin's Apparat (Fig. 67, 68) ist a Gasrohr zur Zuführung der feuchten Sägemehlgase aus dem Generator (S. 125) in den Condensator A, durch dessen Decke aus der Röhre c Wasser mit Heftigkeit gegen Metallspitzen d spritzt, um sich fein zu vertheilen. Die Spitzen b (Fig. 68) befinden sich in keilförmig zugeschärften Ringen d auf Schrauben c, durch welche sich die Entfernung der Spitze b von der Ausströmungsöffnung o reguliren lässt. g Kasten mit aus der Wasserröhre bb benetztem Eisengitterwerk, durch welches die Gase aus h noch hindurchziehen, um sich durch die Röhre i in den Regenerator zu begeben. e und f Reinigungsöffnungen. Erfahrungen in Schweden haben ergeben, dass man in dem Lundin'schen Schweissofen mit Sägespänen dreimal so viel Eisen schweissen kann, als wenn man dieselbe Holzmasse, auf gewöhnliche Weise verkohlt, im Schweissofen verwendet. Noch günstiger stellten sich Resultate bei Anwendung von Holzschwarten statt Sägespänen. Der Condensator hält nicht nur Wasser- und Theerdämpfe, sondern auch Staub und flüchtige alkalische Verbindungen, welche die Ofenwände leicht zerstören, zurück. Durch die Condensation werden zwar als Brennmaterial verwerthbare Kohlenwasserstoffverbindungen ausgeschieden, dieser Nachtheil wird aber reichlich aufgehoben

Fig. 67.

Fig. 68.



1) B. u. h. Ztg. 1867, S. 12, 166, 213, 317, 371; 1868, S. 44, 123, 179, 407; 1869, S. 187; 1871, S. 116, 311, 346. Steinmann, Compend. d. Gasfeuerung 1868. Nachtrag dazu 1869. Kraus, Etude sur le four à gaz et à chaleur régénérée de Siemens 1869. Riedler, Über Siemensöfen, Graz 1871. Dagner in Kärnthner Ztschr. 1871, No. 4. Dingl. 183, 19, 368. Preuss. Ztschr. 18, 144. Leoben. Jahrb. 1866, Bd. 16, S 275. Kerpely's Fortschr. 3, 169; 4, 177, 183.

durch Beseitigung des Wasserdampfes und grösseres Eisenausbringen beim Schweissen. Nach Rinmann[1]) enthielten Gase mit 32.86 Proc. Wassergehalt nach dem Passiren des Condensators nur noch 2 Proc. und gaben nach der Condensation mit kalter Luft verbrannt eine Temperatur von 1960°, dagegen eine solche von mindestens 3160°, wenn Gase und Luft auf 1200° erhitzt wurden.

Zu Prevali[2]) in Kärnthen wird neuerdings ein Lundin'scher Ofen mit bestem Erfolge für schlechtes, selbst feuchtes Brennmaterial angewandt, und hat man den schwedischen Condensator etwas modificirt.

Kerpely's Condensator.

Kerpely[3]) treibt mittelst eines Ventilators angesogene Generatorgase in einem Waschkasten fein zertheilten Wasserstrahlen entgegen, welche eine rotirende Kugelbrause entlässt. Zur Zurückhaltung aufgenommener Wassertheilchen passiren die Gase dann noch drei über einander liegende Siebe mit immer enger werdenden Maschen.

Effect der Condensatoren.

Ueber den Effect der Condensatoren hat sich Vicaire[4]) ausführlich verbreitet und gefunden, dsss derselbe bei den Regenerativöfen weniger stark hervortritt, als bei gewöhnlichen Oefen. Nach den Ansichten mancher deutscher Hüttenleute[5]) sind die künstlichen Mittel, welche Lundin in Schweden anwendet und ihre Rechtfertigung zum Theil in der Anwendung eines aussergewöhnlichen Brennmaterials (nasser Sägespäne) finden, für gewöhnlich gar nicht erforderlich. Es genügt, unter Ersetzung des Unterwindes beim Lundin'schen Gasofen durch einen Exhaustor zwischen Generator und Ofen den Condensator wegzulassen, das Krummziehen der Ventile am Regenerator durch gehörige Abkühlung der Verbrennungsproducte, also durch grosse Regeneratoren zu erreichen und dieselben durch Einschalten einer grösseren Staubkammer vor Flugstaub zu schützen. Bei einem ohne Condensator arbeitenden Regenerativofen kommen die bei der Gasbildung erzeugten Theerdämpfe dem Ofen zwar direct zu Gute, wie bei der Pütsch'schen Construction; allein, wie die Versuche in Munkfors und Prevali[6]) ergeben haben, wird der Wärmeverlust durch Condensation von Kohlenwasserstoffverbindungen reichlich wieder aufgewogen durch die Beseitigung der Wasserdämpfe und grösseres Eisenausbringen. Ein wirklicher Wärmeverlust entsteht nur durch die Abkühlung der Gase, welcher aber auch durch die vielen gewichtigen Vortheile und Annehmlichkeiten der gereinigten Gase sehr verschwindet. Zur Verringerung des Wärmeverlustes hat man die Gase zu Köping in Wermland vom Condensator durch einen Theil des Schornsteins dem Ventilkasten zugeführt.

Siemens'sches Regeneratorprincip.

2) Erhitzen nicht nur der Verbrennungsluft, sondern auch der Generatorgase in Regenerativöfen.[7]) Dieses von Siemens seit der Mitte des vorigen Jahrzehntes angewandte, mehrfach[8]) angefochtene Princip hat sich immer mehr Bahn gebrochen und zur Erzeugung höherer Temperaturen, zum Puddeln,

---

1) Leoben. Jahrb. 16, 292. 2) Berggeist 1870, S. 532; Kärnthner Ztschr. 1871, No. 4, S. 77. B. u. h. Ztg. 1871, S. 311, 346. 3) B. u. h. Ztg. 1868, S. 114. 4) B. u. h. Ztg. 1869, S. 187, 224, 230. 5) B. u. h. Ztg. 1869, S. 295. Dingl. 189, 379; 184, 54. 6) Kärnthn. Ztschr. 1871, S. 151. 7) B. u. h. Ztg. 1860, S. 494; 1862, S. 273; 1863, S. 272, 288; 1865, S. 67, 187; 1871, S. 403. Wagn. Jahresber. 8, 732; 10, 725. Dagner in Kärnthner Ztschr. 1871, No. 4. 8) Dingl. 161, 342; 166, 270; 167, 283; 176, 17; 182, 216. B. u. h. Ztg. 1862, S. 240, 288; 1863, S. 124; 1865, S. 240; 1869, S. 379.

Schweissen, Stahlschmelzen in Tiegeln und Flammöfen, beim Zinkhüttenprocess u. s. w. trotz grosser Kostspieligkeit des Apparates eine allgemeinere Anwendung gefunden. Grössere Brennstoffersparung bei Verwendung eines minderen Brennmaterials, Erhöhung der Production und beim Puddeln und Schweissen des Eisens geringerer Abgang und bessere, schlackenfreiere Eisenqualität sind die Erfolge bei Ausführung dieses Principes gewesen.[1]) Namentlich bietet der Ofen auch den Vortheil einer raschen und energischen Erwärmung, weshalb sich derselbe besonders zum Umschmelzen des Roheisens eignen dürfte.

Krans[2]) berechnet, dass die Verbrennungstemperatur des Steinkohlengases von Gobain (S. 116) vor der Erhitzung im Regenerator 1728° beträgt, während die Temperatur der durch die Regeneratoren für einen Schweissofen erhitzten abziehenden Gase auf 3023—3156° stieg. Der Heizeffect der Gase vertheilt sich so, dass

auf Heizverlust durch die Esse	11.31 Proc.	23.86 Proc.
„ „ „ Transmission der Regeneratoren . . .	12.55 -	
auf die Erhitzung des Eisens . .	15.48 -	76.14 Proc.
auf die im Ofen bleibende Hitze und für die Transmission der Ofenwände	60.66 -	

kommen, so dass von dem Heizeffect der Gase 23.86 Proc. verloren gehen. Bezieht man dieses, unter Hinzurechnung des Wärmeverlustes im Generator von 31.71 Proc. (S. 117), auf die Steinkohlen, so beträgt der Verlust 48 Proc.

Da dieser Verlust dadurch mit hervorgebracht wird, dass man den Gasen durch vorherige Abkühlung Wärme und noch brennbare Kohlenwasserstoffe entzieht, so ist man neuerdings (z. B. Ziebarth und Pütsch[3]) bemüht gewesen, die Regeneratoren den Gasgeneratoren möglichst nahe zu stellen, den Wechselklappen (S. 119) eine zweckmässigere Einrichtung zu geben, so dass sie durch die Hitze und Theerdämpfe weniger leiden, und die durch Theer verstopften Regeneratorkammern auf einfache Weise öfters auszubrennen.

Construction der Regeneratoren.

Die Regeneratoren[4]) sind aus feuerfestem Material gemauerte Kammern, ausgefüllt mit gitterartig in solchen Zwischenräumen neben und über einander gestellten Steinen, dass diese eben so viele Zwischenräume wie Füllung geben (Fig. 69, 69a). Man lässt die aus dem Ofen (Puddel-, Schweiss-, Stahlofen u. s. w.) abziehenden Gase durch den einen Regenerator gehen und die wegen ihrer hohen specifischen Wärme für die Aufspeicherung derselben besonders geeigneten Steine sich stark erhitzen, bis der andere Regenerator durch den zum Ofen ziehenden Gasstrom abgekühlt ist. Dann wechselt man durch eine geeignete Ventilcombination die Direction, führt denselben Gasstrom durch den ersten Regenerator in den Ofen und die Abhitze durch den zweiten bis zu hinreichender Abkühlung des ersteren, worauf das Spiel von Neuem beginnt. In ähnlicher Weise wird durch ein zweites Regeneratorsystem die Verbrennungsluft erhitzt. Bei dieser Verbrennung der erhitzten Gase durch heisse Luft wird deren pyrometrischer Wärmeeffect sehr gesteigert.[5]) Da zur vollständigen Verbrennung der Gase ein Luftüberschuss (etwa 20 Proc.) erforderlich (S. 52), die Wärmecapacität

1) B. u. h. Ztg. 1870, S. 146, 360. 2) c. l. S. 43, 52 (S. 117). Preuss. Ztschr. 18, 153. 3) Pütsch u. Ziebarth, verbess. Gasfeuerungen mit Regeneratoren. Berlin, 1865. Kerpely, Fortschritte. Bd. 4, Taf. 4, Fig. 6—10. Dingl. 180, 127; 183, 368, 379. B. u. h. Ztg. 1865, S. 315; 1866, S. 184. Ztschr. d. Ver. deutsch. Ing. 8, 658. Siemens' Erwiederung gegen Ziebarth u. Pütsch in Dingl. 180, 322. B. u. h. Ztg. 1866, S. 220. Nach den Technischen Blättern 1871, S. 61, liefert die Pütsch'sche Construction keine besseren Resultate, als die Siemens'sche. 4) Preuss. Ztschr. 18, 151. Dingl. 183, 379. Kerpely's Fortschr. 4, 181. Kärnthner Ztschr. 1871, No. 4. Berggeist 1871, No. 52. B. u. h. Ztg. 1871, S. 404. 5) B. u. h. Ztg. 1862, S. 274. Ztschr. d. Ver. deutsch. Ing. 1864, S. 669. Steinmann, Compend., S. 24.

der Luft im Verhältniss von 19 : 16 grösser als die des Gases ist und sich eine stärkere Erhitzung der Luft als die des Gases empfiehlt, so giebt man den Regeneratoren für Luft nahezu den doppelten Inhalt von denen für die Gase, um dann mit Hilfe der Absperrventile je nach Bedarf eine oxydirende, neutrale oder reducirende Flamme erzeugen zu können.

Zur Regelung des Zutrittes von Luft und Gas zum Regenerator dient ein Absperr- (Teller-) Ventil, bei Puddelöfen z. B. für Gas von 38, für Luft von 46 Cm. Durchmesser; in einiger Entfernung dahinter befindet sich eine Wechselklappe, am Besten mit horizontaler Drehungsaxe, welche nach Art eines Vierweghahnes die eine Hälfte der Regeneratoren abwechselnd mit der Gas- resp. Luftleitung oder mit der Esse in Verbindung setzt. Jeder Ofen hat 4 Regeneratoren, von denen je 2 zu einem Systeme für die gleichzeitige Erhitzung von Gas- und Verbrennungsluft combinirt sind.

Zu Prevali[1]) in Kärnthen hat man die Klappenventile durch weitaus vorzüglichere Haubenventile ersetzt, welche sich auch in Buchscheiden gut bewährt haben.

Lage der Regeneratoren unter oder neben dem Ofen.

Die Regeneratoren liegen seltener zur Seite, als unter dem zu heizenden Ofen. Erstere Construction ist zwar einfacher und billiger, weil sie keinen so kostspieligen Unterbau erfordert, lässt aber eine grössere Transmission von Hitze zu und beengt den Raum neben dem Ofen, was z. B. bei um ein Walzwerk oder einen Dampfhammer aufgestellten Schweissöfen sehr störend wirken kann. Die Luft- und Gasgeneratoren müssen so combinirt sein, dass die Mischung und Verbrennung von Gas und Luft nicht schon innerhalb der Regeneratoren, sondern zur Erzielung des höchsten Heizeffectes und zur Schonung der ersteren erst im Ofen stattfindet.

Lage der Luft- und Gasregeneratorkammern.

Wo eine oxydirende Wirkung auf das Product schädlich sein kann, z. B. beim Puddeln und Schweissen, wählt man eine solche Einrichtung, dass die Herdsohle und die zu erhitzenden Gegenstände, soweit Gas und Luft noch unvermischt auf den Herd treten sollten, zunächst nur von dem Gase und nicht von der Luft erreicht werden. Siemens erzielt dieses bei seiner Construction für Puddelöfen durch Mischung mehrerer Ströme von Gas und Luft, welche in gleicher Entfernung von der Mittellinie des Herdes, das Gas unten und die Luft oben, im Ofen austreten. Es dienen die beiden inneren Generatoren zur Erhitzung der Luft, die beiden äussern zu der des Gases und zwar münden je zwei Regeneratoren für Gas und Luft durch senkrechte Canäle in eine gemeinschaftliche Feuerbrücke, aus welcher das Gas durch zwei, die Luft durch drei Oeffnungen, sämmtlich unter sich alternirend, austritt, und zwar die Luft etwa 10 Cm. unter dem Ofengewölbe, das Gas 23 Cm. tiefer. Letzteres bewegt sich schon frei auf dem Herde, während die Luft noch höher steigen muss und durch einen 40 Cm. langen, sich auf 5 Cm. verengenden Fuchs zum Herde gelangt, auf welchem Wege nur ein Theil der Luft zum Herde geht, ein anderer sofort seitlich der Ausströmungsöffnungen hinabsteigend sich mit den Gasen mischt. Nach einer andern Construction

1) Kärnthner Ztschr. 1871, No. 4, S. 78.

liegt der Luftgenerator an der Aussenseite des Ofens, die Luft steigt hinter dem Gase empor und zwar beide bei sich gleich bleibendem Querschnitt des Regenerators bis nahe unter das Ofengewölbe. Beide treten dann durch einen 18 Cm. hohen und 55—60 Cm. langen Fuchs, welcher für den Weg der Luft sich um die Breite des Regenerators verlängert, in der ganzen Breite des Herdraumes aus, so dass nach diesem Principe im Gegensatz zum ersteren eine Oxydation im Herde vermieden wird durch Mischung je eines Stromes von Luft und Gas, welche in gleichem Niveau, aber in ungleicher Entfernung von der Mittellinie des Herdes austreten.

Ein Gussstahlschmelzofen mit Regenerativgasfeuerung hat z. B. nachstehende Einrichtung (Fig. 69, 69a): *A* Gasgenerator. *a'* Rost. *b'* Füllcylinder, Beispiel.

Fig. 69.

Fig. 69a.

d Gasableitungscanal. *c* Absperrventil.[1]) *a* Wechselklappe, bei deren Stellung auf der Figur die Gase in den Raum *e*, dann durch die glühenden Steine der Regeneratorkammer *f* und zuletzt über die Feuerbrücke *g* vorn in den durch einen beweglichen Deckel *s* zu schliessenden Schmelzraum *B* für die Gussstahltiegel ziehen. Die Verbrennungsluft tritt durch ein Gitter in den Raum *C* ein, zieht bei geöffnetem Absperrungsventil *h*[1]) durch *s* an der Wechselklappe *b* vorbei in *x*, steigt im heissen Regenerator *k* in die Höhe, strömt über die Feuerbrücke *l* aus, mischt sich mit den Gasen aus *g* und die entstehende Flamme durchzieht den Herd seiner Länge nach.

1) Die Absperrventile *c* und *h* müssen geöffnet sein.

An dessen Ende theilt sich die Feuerluft, ein Theil zieht durch *y*, *m*, *n* und *o* in den zur Esse führenden Hauptcanal *D* und erhitzt hierbei den Regenerator. Auf der andern Seite nimmt die Feuerluft zu gleichem Zwecke einen ähnlichen Lauf durch *z*, *p*, *q* und *r* nach *D*. Sind nun die Regeneratoren *f* und *k* abgekühlt, *p* und *m* aber hinreichend erhitzt, so stellt man die Wechselklappen *a* und *b* um, worauf Gas und Luft den entgegengesetzten Lauf nehmen.

Anwendung der Regenerativ-Gasfeuerung.

Man wendet die Siemens'sche Regenerativgasfeuerung seltener zur Erzeugung minderer Temperaturen an, wie z. B. zur Gebläsewinderhitzung [1]), für Schweelöfen und Leuchtgaserzeugung [2]), Blechglühöfen [3]) u. s. w. —, als zur Erzielung höherer Hitzen, wie zum Puddeln [4]), Schweissen [5]), zum Schmelzen von Stahl in Tiegeln [6]) und Flammöfen nach den Methoden von Martin [7]), Gjers [8]) und Bérard [9]), zur Darstellung von Stahl aus Erzen [10]), zur Zinkdestillation [11]), zum Glasschmelzen [12]), zum Emailleschmelzen [13]), zum Kupfersteinconcentriren [14]) u. s. w.

---

4. Abschnitt.

Hüttenapparate und Geräthschaften.

Eintheilung der Apparate.

52. Classification der Apparate. Es lässt sich für dieselben folgende Eintheilung machen:*)

I. Apparate für trockne Processe.

A. Hauptapparate. Oefen.

1. Herdöfen ohne und mit Gebläse.
2. Schachtöfen.
   a) Zugschachtöfen.
   b) Gebläseschachtöfen, welche sich classificiren lassen:
      α) nach der Höhe in Krumm-, Halbhoh- und Hohöfen;
      β) nach dem Zumachen in Tiegelöfen mit geschlossener oder offener Brust, in Sumpföfen und in Spuröfen mit einem oder mit zwei Augen (Brillenöfen), das Auge bald offen, bald verdeckt.
3. Flammöfen und zwar:
   a) nach der Luftzuführung in
      α) Zugflammöfen;
      β) Gebläseflammöfen, bei welchen der Gebläsewind entweder zur Verbrennung des Brennmaterials (Unterwind- und Oberwindöfen), oder zur Oxydation der zu behandelnden Substanz (eigentliche Gebläseöfen) oder zu beiden Zwecken dienen soll.

---

1) B. u. h. Ztg. 1860, S. 428, 482; 1862, S. 19, 240, 227; 1866, S. 191; 1870, S. 107. Kerl, Met. 1, 652. Percy-Wedding, Eisenh. 2, 146. Samml. v. Zeichnung. f. d. Verein Hütte 1868, No. 33. 2) B. u. h. Ztg. 1863, 272. Mitthl. d. hannov. Gew. Ver. 1863, S. 41. Polyt. Centr. 1860, S. 1401. 3) B. u. h. Ztg. 1866, S. 83. Berggeist 1865, No. 57. 4) B. u. h. Ztg. 1863, S. 272; 1865, S. 68; 1866, S. 443; 1869, S. 187, 322; 1870, S. 360. Mittheil. d. hannov. Gew. Ver. 1863, S. 41. Kraus c. l. (S. 129). Siemens, on puddling iron. London 1868 (Dingl. 190, 203; Berggeist 1869, No. 29 u. 30). Kosmann in Preuss. Ztschr. 18, 145. Kerl, Met. 3, 503. Steinmann c. l. Zerrenner c. l. 5) B. u. h. Ztg. 1862, S. 273; 1865, S. 68, 315. Kraus c. l. Kerl, Met. 3, 512. Steinmann c. l. Zerrenner, c. l. Berggeist 1870, 532. 6) B. u. h. Ztg. 1862, S. 273; 1864, S. 258; 1867, S. 176, 362; 1868, S. 213. Knut-Styffe's Bericht über die Pariser Ausstellung, deutsch von Tunner. 1868, S. 21, 22. Samml. von Zeichn. f. d. Verein Hütte 1864, No. 19. 7) B. u. h. Ztg. 1868, S. 120, 214, 314, 326, 407; 1869, S. 28, 112, 127, 235, 294, 449. Knut-Styffe c. l. S. 24. 8) B. u. h. Ztg. 1869, S. 254. 9) B. u. h. Ztg. 1870, S. 23, 83, 361. 10) B. u. h. Ztg. 1869, S. 338. 11) Kraus c. l. S. 123. B. u. h. Ztg. 1867, S. 362; 1869, S. 405. 12) Wagner's Jahresb. 9, 402; 12, 318; 13, 342; 15, 351. 13) B. u. h. Ztg. 1866, S. 184. 14) Berggeist 1869, No. 105.

*) Die siderometallurgischen Apparate werden der Hauptsache nach in der Eisenhüttenkunde abgehandelt werden.

b) nach der Befeuerung
   α) Oefen mit directer Befeuerung;
   β) Oefen mit indirecter Befeuerung (Gasöfen).
c) nach der Verwendung:
   α) Röstflammöfen;
   β) Schmelzflammöfen.

4. Gefässöfen und zwar:
   α) nach der Gestalt der Gefässe in Tiegel-, Retorten-, Muffel-, Röhren-, Galeerenöfen u. s. w.;
   β) nach dem Zwecke in Röst-, Schmelz-, Saiger-, Destillir-, Sublimir- und Cementiröfen;
   γ) nach der Windzuführung in Zug- und Gebläseöfen;
   δ) nach der Befeuerung in solche mit directer Heizung (Glühe- oder Flammenfeuer) oder indirecter Heizung (Gasöfen).

B. Nebenapparate. Vorrichtungen zur Condensation des Hüttenrauches, welcher aus pulverförmigen Substanzen, Metalldämpfen oder Gasen bestehen kann.
1. Vorrichtungen für mechanische Wirkung (Flugstaubkammern, Regenkammern, Aspiratoren).
2. Apparate für chemische Wirkung (Verwandlung von schwefliger Säure in Schwefelsäure, Zersetzung derselben durch Cokes u. s. w.)

C. Hilfsapparate.
1. Zur Beförderung der chemischen Action.
   a) Gebläse nebst Zubehör (Windregulatoren, Winderhitzungsapparate, Windleitungsröhren, Düsen, Formen u. s. w.).
   b) Zerkleinerungs-, Trennungs- und Mengapparate.
2. Zum Transport der Materialien, zur weiteren mechanischen Behandlung der Producte u. s. w. Förder- und Streckapparate, Gezäh u. s. w.

II. Apparate u. s. w. für nasse Processe.

A. Auflösungs- und Fällungsgefässe.
B. Amalgamirapparate.

Da die Apparate für nasse Processe (Amalgamation, Extraction von Silber-, Gold- und Kupfererzen u. s. w.) wegen ihrer Mannigfaltigkeit sich nur schwierig unter allgemeine Gesichtspunkte bringen lassen, so sollen dieselben bei den betreffenden Processen im speciellen Theile näher berücksichtigt und hier nur die Apparate für trockene Processe näher betrachtet werden.

1. Capitel. Hauptapparate für trockne Processe (Oefen).

53. Ofenbaumaterialien. Zur Herstellung der Räume für die zu erhitzenden Erze u. s. w. bedarf's Materialien, an welche man mehr oder weniger nachstehende Anforderungen stellen muss: Erforderliche Beschaffenheit.

a) Feuerbeständigkeit.[1]) Am feuerbeständigsten sind diejenigen Materialien, welche nur eine Base (Kalkstein, Magnesit) enthalten oder im Wesentlichen aus Kieselsäure (Sandstein mit quarzigem Bindemittel, Puddingstein, Dinassteine) bestehen. (Godin hat Quarz und Kalk zum Schmelzen gebracht in den höchsten Temperaturen; nach Bischof beginnt reiner krystallisirter Quarz in Platinschmelzhitze zu schmelzen.) Feuerfestigkeit.

1) Kerl, Thonwaaren-Industrie S. 39. Kerl, Oberharzer Hüttenprocesse 1860, S. 265. Kerl, Met. 1, 351.

Wegen nur lokalen Vorkommens oder übler Eigenschaften dieser Materialien (Reissen oder Zerfallen in der Hitze) kommen jedoch häufiger Verbindungen von Kieselsäure mit nur einer Erde, als Thonerde (Thon), Magnesia (Serpentin, Speckstein) u. s. w. in Anwendung, welche um so feuerbeständiger sind und dann für Hüttenapparate meist vollständig genügen, je reicher sie an der Base und je ärmer sie an anderen als Flussmittel wirkenden Basen (Alkalien, Eisenoxyd, Kalkerde, Magnesia) sind. Solche basenreichere Silicate können aber für manche Zwecke, wo es sich nicht um die Erzeugung sehr hoher Temperaturen handelt, angewandt werden (Lehmsteine, Thonschiefer und Thonschiefersteine, Talkschiefer, Chlorit, Grünstein u. s. w.). Aus Gemengen bestehende Ofenbaumaterialien (Granit, Gneuss, Glimmerschiefer u. s. w.) sind je nach der Innigkeit des Gemenges, dem Vorwalten eines oder des anderen der Bestandtheile u. s. w. von verschiedenem Grade der Feuerbeständigkeit. Minder feuerfeste Materialien lassen sich durch Zusätze häufig feuerbeständiger machen (Cokessteine, Bauxitsteine, Graphitsohlen, Chamottesteine). Chemische Analysen lassen wohl Schlüsse auf die Feuerbeständigkeit zu; aber nur durch pyrometrische Proben nach den Methoden von Löwe[1]), Otto[2]), Bischof[3]) und Richters[4]) lassen sich sichere Anhalte gewinnen.

Otto vergleicht das Verhalten der Probesteine mit Normalsteinen im Sefström'schen Ofen; Bischof und Richters mengen die Probethone in verschiedenen Verhältnissen mit Kieselsäure und Thonerde, setzen dieselben dann mit einem als sehr feuerfest bekannten Normalthon einer gewissen hohen Temperatur aus, in welcher sich Probe- und Normalthon gleich verhalten müssen und nehmen dann die Menge des Zusatzes als Massstab für die Feuerbeständigkeit an.

Rissigkeit. b) Aushalten in der Hitze, ohne zu reissen. Die feuerfesten Materialien (Quarz, sehr fette Thone) können in der Hitze reissen und deshalb für einen vorliegenden Zweck unanwendbar sein. Zur Beseitigung dieses Uebelstandes versetzt man z. B. zu fette Thone mit Magerungsmitteln (Sand, Chamotte, Steinzeugscherben, Graphit, Cokes, Holzkohle u. s. w.), welche nebenbei die Feuerbeständigkeit erhöhen (Graphit, Cokes, Holzkohle, Chamotte) oder auch vermindern können (Sand). Die letztere Wirkung tritt um so mehr ein, je inniger das Magerungsmittel dem Thone beigemengt ist. So wirkt Quarz in Pulverform schädlicher als in gröblicher Zerkleinerung und auch schädlicher als Chamotte. Den höchsten Grad der Güte besitzt ein Material, wenn dasselbe, weissglühend in kaltes Wasser gebracht, nicht reisst; meist genügt es, wenn ein weissglühend gemachter Stein an der Luft nicht rissig wird. Nicht chemische Analysen, sondern nur pyrotechnische Untersuchungen können über dieses Verhalten des Thones in der Hitze belehren.

Wärmeleitung. c) Geringe Wärmeleistungsfähigkeit[5]), welche auf den Brennmaterialverbrauch wesentlich influirt.

Corrosion. d) Aushalten in der Hitze, ohne von dem Schmelz- oder Brennmaterial corrodirt zu werden. Materialien, welche

---

1) Oest. Ztschr. 1861, No. 12. 2) Dingl. 163, 193. B. u. h. Ztg. 1862, S. 240, 263. 3) Dingl. 159, 54; 194, 420. 4) B. u. h. Ztg. 1868, S. 436; Dingl. 191, 150. 229. 5) Dingl. 159, 200, 282.

diese Bedingung vollständig erfüllen, giebt es nicht, da meist nicht zu vermeiden, dass saure und basische Bestandtheile, die sich gegenseitig auflösen, zusammenkommen. Namentlich greifen Alkalien und Metalloxyde (Blei- und Antimonoxyd, Eisenoxydul) die kieselsäurehaltigen Ofenbaumaterialien stark an, desgleichen manche Schwefelmetalle (Schwefeleisen, Schwefelkupfer, Leche u. s. w.).

Als mehr oder weniger wirksame Gegenmittel gegen eine solche Corrosion werden angewandt: die möglichste Auswahl basenreicher Ofenbaumaterialien (z. B. Serpentin, Magnesit, mit viel Chamotte versetzte Thonsteine) für basische Beschickungen, oder saurer Materialien (Sandstein, Dinas, Steine aus hoch silicirten Schlacken) für saure Beschickungen; Herstellung des Gemäuers aus möglichst indifferenten Stoffen (Cokessteine) oder Ueberkleiden desselben mit solchen (Gestübbe); grössere Dichtigkeit der Steine, abhängig von dem Arbeitsverfahren und der ursprünglichen Beschaffenheit des Thones. — Auch die Brennmaterialien greifen sowohl bei directer als indirecter Wirkung je nach ihrer Qualität und der Qualität der Beimengungen die feuerfesten Materialien mehr oder weniger an, so dass z. B. unter sonst gleichen Verhältnissen bei Fettkohlen der Thon andere Zusammensetzung haben muss, als bei mageren Kohlen. Auch ist die Wirkung der Hitze eine verschiedene, je nachdem sie das feuerfeste Material über, neben oder vor sich hat.

Es bedarf für hüttenmännische Zwecke bald mehr, bald weniger feuerfester Materialien als Bau- oder Bindemittel oder als loses Material zum Ueberkleiden des Schmelzherdes.

54. Feuerfeste Ofenbaumaterialien. Als solche kommen hauptsächlich zur Verwendung:

1) Natürliche feuerfeste Steine und zwar — Natürliche Massen.

a) kieselsäurereiche in Gestalt von Sandsteinen[1]) mit quarzigem oder thonigem, weniger gut mit kalkigem und eisenschüssigem Bindemittel, möglichst frei von fremdartigen Einschlüssen (Steinkohlen, Thon u. s. w.) und im Ofen mit den Schichtungsflächen so gelagert, wie sie sich in der Natur fanden; Puddingstein[2]), grobkörniges Kieselconglomerat mit quarzigem Bindemittel; Granit (zu Gestellen[3]) in Wales), Gneuss (auf Schmöllnitzer Hütte[4]), Glimmerschiefer (in schwedischen Hohöfen[5]), Quarzschiefer[6]) (Oberschlesien) in Steinen, oder gebrannt und gemahlen, Felsitporphyr u. s. w.;

b) magnesiahaltige Gesteine, als: Serpentin, Speckstein, Talk- und Chloritschiefer (Kärnthner und Steyersche Hohöfen, ungarische Kupferöfen);

c) kalkhaltige Gesteine, seltener angewandt, z. B. Kalkstein aus der Silurformation in Schweden[7]);

2) Künstliche feuerfeste Steine und Massen.[8]) Hierher gehören — Künstliche Massen.

a) Gebrannte feuerfeste Thon- oder Chamottesteine, welche

1) Analysen in Erdm. J. 19, 21; 86, 385. 2) Valerius' Roheisenfabr., deutsch von Hartmann. 1851, S. 314. B. u. h. Ztg. 1859, S. 311; 1862, S. 87. Tunner's Ber. über die London. Ausstellung. 1862. 3) Hartmann's Fortschr. d. Eisenhüttenwes. 1, 215. 4) Oest. Ztschr. 1859, No. 38. 5) B. u. h. Ztg. 1857, S. 127. 6) Dürre, Giessereibetrieb, 1, 471. 7) B. u. h. Ztg. 1857, S. 126. 8) Kerl, Thonwaaren-Industrie, S. 59. Kerl, Met. 1, 355. Kerpely's Fortschr. Bd. 1—5.

um so feuerfester sind, je reicher der Thon an Thonerde und je ärmer an Flussmitteln (S. 136); Flintshire- oder Dinassteine oder Quarzziegel, aus einem natürlich vorkommenden kalk- und thonerdearmem Sandstein (Dinassandstein [1]) oder aus Quarz mit etwas Thonzusatz hergestellt [2]); Magnesit [3]) und Bauxitziegel [4]), Cokessteine [5]) aus einem Gemenge von gesiebter Cokeslösche mit Thonwasser u. s. w.; Serpentinziegel, in Hohöfen zu Prevali nicht bewährt gefunden.

b) Masse, ungebrannter feuerfester Thon mit stark gebranntem Thon (Chamotte), Quarz, Serpentin, Cokesklein u. s. w. in mehr oder weniger groben Bruchstücken versetzt und zum Aufstampfen der Ofentheile z. B. der Gestelle verwandt.

Erfordert gleich diese Herstellung der Ofentheile mehr Zeit als eine Manerung, so gewährt sie doch in vielen Fällen günstige ökonomische Resultate und längere Dauer (Gestelle und Rasten in Eisenhohöfen, Gewölbe von schlesischen Zinkdestilliröfen u. s. w.).

Eisenmäntel.

3) Guss- oder schmiedeeiserne Mäntel, von aussen durch Wasser gekühlt, so dass an den Innenwänden durch Ansetzen der erkalteten Schmelzmaterialien sich der Schmelzraum bildet.

Diese von Aubel [6]) empfohlene Construction ist unter Anderm in dem Bleierzschmelzofen zu Pise [7]) verwirklicht, hat aber ihren Vorläufer in einem amerikanischen Ofen. [8])

Gewöhnliche Mauersteine.

55. Minder feuerfeste Baumaterialien. Hierher gehören theils natürlich vorkommende Gesteine (Thonschiefer, Grauwacke u. s. w.), theils künstlich hergestellte Bausteine (Back-, Thonschiefer- [9]), Schlackensteine [10]) u. s. w.).

Zweck.

56. Feuerfeste lose Massen zur Bildung des Schmelzherdes oder zur Ueberkleidung der Ofenwände. Bald dürfen sich die in den Oefen zu behandelnden Substanzen mit dem Baumaterial in Berührung befinden, ohne auf dasselbe störend zu influiren (Röstapparate, Eisenhohöfen, Kupferschieferschmelzöfen), bald bedarf es eines Schutzes desselben gegen deren corrodirende Wirkung, gegen Ansatzbildung durch Abkühlung u. s. w. und verwendet man in letzterem Falle als Ueberzugsmaterial unter Anderm:

Ueberzugs-Materialien

Quarzige Substanzen.

1) Quarz [11]) in Gestalt von Sand (Herde der Kupferflammöfen), von Sandstein (Dillenburger Nickelerzschmelzöfen), von Ganister [12]), einem unter den Kohlen in Sheffield vorkommenden Quarzgestein mit 1—2 Proc. Thonerde und Eisenoxyd (zum Auskleiden der Bessemerbirnen) u. s. w.

Thonhaltige Substanzen.

2) Thon von verschiedenem Grade der Feuerbeständigkeit theils für sich (zu Herden der Bleiflammöfen) oder im Gemenge mit anderen Substanzen, als:

a) mit Holzkohlen, Cokes-, Anthracit- oder Graphitpulver als Gestübbe, je nach dem grösseren oder geringeren Zusatz derselben als leichtes, mittleres oder schweres bezeichnet.

---

1) B. u. h. Ztg. 1862, S. 116; 1870, S. 61. Kerpely's Fortschr. 2, 83. Dingl. 201, 339. 2) B. u. h. Ztg. 1866, S. 213. 3) Wagn. Jahresber. 8, 377; 13, 255; 14, 434. B. u. h. Ztg. 1860, S. 394; 1868, S. 247. 4) Polyt. Cent. 1870, S. 631. Dingl. 198, 156. 5) Kerl, Oberharz. Hüttenpr. 1860. S. 272. 6) Berggeist 1867, No. 58. 7) B. u. h. Ztg 1869, S. 284. 8) B. u. h. Ztg. 1866, S. 316. 9) Kerl, Oberharzer Hüttenprocesse. 1860, S. 270, 276. B. u. h. Ztg. 1861, S. 92. Türrschmiedt's Töpfer- u. Ziegler-Ztg. 1871. No. 3 u. 4. 10) Kerl c. l. S. 273. B. u. h. Ztg. 1857, S. 127. 11) Kerpely's Fortschr. 2, 82; 3, 54; 5, 79. 12) B. u. h. Ztg. 1863, S. 156.

Kohlereiches leichtes Gestübbe widersteht dem Einflusse der Schwefelungen besser als schweres thonreicheres, dagegen weniger gut der mechanischen Abnutzung und dem Ausbrennen. Cokes und Anthracit geben ein dauerhafteres Material als Holzkohlen und können in geringerer Menge vorhanden sein, als diese. Zuweilen setzt man dem Gestübbe, um dasselbe noch dauerhafter zu machen, Sand, Mergel u. s. w. zu (Kupferschmelzöfen, Spleissöfen, Kupfergaarherd). Die Bezeichnung für die Schwere des Gestübbes ist an verschiedenen Orten abweichend. Gewöhnlich besteht das mittlere Gestübbe aus gleichen Volumtheilen Kohle und Thon (feuerfest, Lehm, Thonschiefermehl); das leichte enthält dann mehr Kohle, das schwere mehr Thon; Freiberger Gestübbe z. B. 1 Vol. Lehm und 1 Vol. Cokeslösch; Oberharzer Bleihütten 1 Thonschiefermehl und 2 Lehm; Kupferschmelzöfen zu Boston 1 Thon, 1 Anthracit und 1 Quarzsand; Unterharzer Spleissöfen 2 schweres Gestübbe und 1 Mergel u. s. w. Graphitfutter hat man mit Vortheil bei Stahlpuddelöfen[1]) angewandt. Das Gestübbe, durch Zusammenpochen oder sonstiges Mengen der gesiebten Ingredienzien bereitet und in angefeuchtetem Zustande des Ballens, ohne Feuchtigkeit zu hinterlassen, verwandt, zeichnet sich vor den übrigen losen Massen als schlechter Wärmeleiter, reducirendes Agens und dadurch aus, dass sich Ansätze leichter davon wegräumen lassen.

Eigenschaften des Gestübbes.

Herstellung des Gestübbes.

b) Mit magnesiahaltigen Gesteinen.

Die Schmöllnitzer Spleissöfen erhalten eine Herdmasse aus 50 Proc. quarzigem Thonschiefer, 33 Proc. Talkschiefer und 17 Proc. Ziegelmasse; die Spleissöfen für Rohspeise zu Gniletzer Hütte[2]) aus Thonschiefer und Talkschiefer.

3) Kalkhaltige Substanzen in Gestalt von
a) Mergel zum Ausschlagen der Abtreibeherde.

Kalkhaltige Substanzen.

Die Treibmergel kommen von guter Beschaffenheit (auf 1 Thl. Thon etwa 3—4 Thle. kohlensaurer Kalk) entweder schon in der Natur vor (Langelsheim bei Goslar) oder man muss zu kalkreiche Sorten, welche zu lose Herde geben, mit thonigen Mergeln, Thonschiefer u. s. w. versetzen (Tarnowitz 2—2½ Thl. Mergelkalk und ½ Thl. gepochter feuerfester Thon; Lautenthal 12 Vol. Kalkmergel und 8 Vol. Thonmergel; Altenau 24 Vol. Kalkmergel mit 5 Vol. Thonschiefermehl.) Herde aus zu thonreichen Mergeln reissen leicht. Wo natürliche Mergel fehlen, setzt man sie künstlich zusammen, z. B. aus 1 Vol. Thon und 3—4 Vol. Kalkstein. Die Oberharzer guten Mergel[3]) zerfallen an der Luft in parallelepipedische Stücke, haben muschlichen Bruch, fühlen sich geschmeidig an, kleben schwach an der Zunge und bestehen aus etwa 21.8 Kieselsäure, 6.1 Thonerde, 4.5 Eisenoxyd, 66.0 kohlensaurem Kalk und 1.6 kohlensaurer Magnesia.

Statt des Mergels wurde früher ausgelaugter Seifensiederäscher, am besten von der Zusammensetzung 66—70 Proc. kohlensaurer und Aetzkalk, 17—21 Proc. Kieselsäure, 10—11 Proc. Thonerde und 2—4 Proc. Eisenoxyd angewandt, welcher aber wegen ungleichmässigerer Zusammensetzung und minderer Dichtigkeit zu grösseren Silber- und Bleiverlusten beim Abtreiben führt, als Mergel.

b) Knochenmehl (Beinasche), zum Abtreiben und Feinbrennen von Silber auf englischen Hütten statt Mergels und Aeschers.

c) Gyps ist zum Auskleiden von aus Eisenplatten gebildeten Oefen angewandt worden.[4])

57. Feuerfeste Bindemittel (Mörtel). Man bedient sich dazu am besten einer dem Ofenbaumaterial gleich oder ähnlich zusammengesetzten Masse, meist Thon, mit oder ohne Zusatz von Sand, Chamotte, Graphit. Gewöhnlicher Kalkmörtel wird in der Hitze nicht hart und Gyps schmilzt.

Beschaffenheit der Mörtel.

---

1) Berggeist, 1865, No. 44. 2) B. u. h. Ztg. 1867, S. 94. 3) B. u. h. Ztg. 1853, No. 15 Kerl, Oberharzer Hüttenprocesse 1860, S. 280. 4) B. u. h. Ztg. 1869, S. 284.

Lage der Gebäulichkeiten.

58. Hüttenanlagen. Bei Anlage der Metallhütten ist besonders zu berücksichtigen, dass zur Verringerung der Förderkosten die Betriebsgebäude und Magazine in der durch den Process gegebenen Reihenfolge möglichst neben und unter einander liegen und solche Gebäulichkeiten, aus denen schädliche Gase entweichen, mit Rücksicht auf die herrschende Windrichtung so placirt werden, dass die Dämpfe von der Hütte wegziehen. Erzmagazin und Beschickungsplätze befinden sich zweckmässig in einer Ebene, da die Erze nur einmal gefördert zu werden brauchen, Magazine für Materialien möglichst nahe ihren Hauptverwendungspunkten, also für Cokes und Kohlen in der Nähe der Beschickungsplätze, für Wasen und Baumaterialien im Niveau der Hüttensohle, Röstholz in der Nähe der Rösthäuser. Bei Röststätten für Leche ist es, da die Steine zweimal gefördert werden müssen, einerlei, ob sie im Niveau der Beschickungsplätze oder der Hüttensohle placirt werden; zur bessern Ableitung der Dämpfe empfiehlt es sich aber, dieselben höher, ins Niveau der Beschickungsplätze neben das Erzrösthaus nahe über oder unter der Hütte zu erbauen.

Für gut eingerichtete Metallhütten[1]) liegen weniger Muster vor, als für Eisenhütten.

Classification.

59. Ofenarten. Die Haupteigenthümlichkeiten der Oefen[2]) liegen darin, dass die in denselben zu behandelnden Substanzen entweder mit dem Brennmaterial in unmittelbarer Berührung sind (Herd- und Schachtöfen, nur durch ihre Höhendimensionen unterschieden) oder nicht. In letzterem Falle werden die Substanzen entweder von der Flamme des Brennstoffs berührt (Flammöfen) oder sie befinden sich in Gefässen (Tiegeln, Röhren, Retorten, Muffeln u. s. w.) eingeschlossen, welche durch Glühe- oder Flammenfeuer erhitzt werden (Gefässöfen). Die Auswahl der einen oder andern Ofenconstruction, in denen die Brennstoffe nicht gleich vortheilhaft ausgenutzt werden, hängt ab: von den Eigenschaften der Schmelzmaterialien und Schmelzproducte, von dem Zweck des auszuführenden Processes (Oxydation, Reduction, blosse Schmelzung), von lokalen Bedingungen (Arbeitslöhnen, Brennmaterialpreisen u. s. w.) u. A. Je nachdem die Verbrennung des Brennstoffes unter Anwendung gewöhnlichen, sowie durch Essen verstärkten Luftzuges oder durch Gebläseluft stattfindet, unterscheidet man Zug- und Gebläseöfen; in Herd- und Flammöfen kann aber die Zug- und Gebläseluft eine gleichzeitig oxydirende Einwirkung auf das Schmelzmaterial oder das Product ausüben.

Zuweilen erzeugt man den Zug durch einen Dampfstrahl[3]) (z. B. bei Zugcupoloöfen). Neuerdings hat Bessemer für Eisen- und Stahlschmelzungen Hochdrucköfen[4]) construirt, in welchen hochgepresste, im Ofenraume ihre Spannung beibehaltende Gebläseluft zu einer sehr energischen Verbrennung beiträgt.

Statik der Ofenclassen.

Während man früher in Betreff der oft bedeutenden Differenzen in den Eigenthümlichkeiten der Ofenconstruction und des Betriebes,

---

1) Okerhütte in Kerl's Unterharzer Hüttenproeessen. 1861. Taf. 4. Pribramer Hütte in Rittinger's Erfahrungen 1863, S. 37. Mansfelder Hütten in Preuss. Ztschr. 17, Taf. 13 u. 15. 2) Schinz, Nutzeffect und Construction der Oefen, Leitungsfähigkeit des Ofenbaumaterials u. s. w. in Dingl. 159, 200, 282. Havrez, fours et fourneaux comparés au point de vue de l'économie de combustible, de la main d'oeuvre, des frais d'installation et d'entretien in Revue univers. 1862, 3. livr. p. 383; Hartmann's allgem. berg. u. hüttenm. Ztg. 1863, S. 41. 3) B. u. h. Ztg. 1866, S. 126. 4) Dingl. 193, 376; 195, 331; 196, 220. Dürre's Eisengiessereibetrieb. 2, 310.

sowie in den technischen Resultaten nur Vermuthungen aussprechen konnte, so ist man in neuerer Zeit auf Grund theoretischer und praktischer Ermittelungen zu einer die Wirkung der Apparate möglichst klar legenden Lehre, der Statik verschiedener Ofenklassen gelangt. Man ist dabei meist von den Eisenhohöfen ausgegangen und sind in dieser Beziehung die Arbeiten von Playfair und Bunsen[1]), Scheerer[2]), Tunner und Richter[3]), Rinmann und Fernqvist[4]), namentlich aber von Schinz[5]), Lowthian Bell[6]) und Åkermann[7]) zu erwähnen. Neuerdings ist die Statik der Gasflammöfen und Regenerativsysteme mehrfach bearbeitet, z. B. von Krans[8]) und Kosmann[9]) und es sind die Schinz'schen Lehren von Dürre[10]) auf die Apparate zum Umschmelzen des Roheisens übertragen worden.

A. Herde.

60. Allgemeines. Herde sind offene oder von niedrigen Wänden aus Mauerwerk, Eisenplatten, Gestübbe u. s. w. ringsum oder nur an einigen Seiten umgebene kasten- oder kesselförmige Feuerstätten, in denen das durch Zug- oder Gebläseluft gespeiste Brennmaterial sich in unmittelbarer Berührung mit der zu behandelnden Substanz befindet. Eine scharfe Grenze lässt sich zwischen Herden und Schachtöfen nicht ziehen, da z. B. die meist zu letzteren gerechneten Stadeln, sowie auch die Bleiherde in letztere übergehen. Dieselben sind bald mit Gebläsen in Verbindung, bald durch Zugluft gespeist. Einrichtung.

Die Herde gestatten den Vortheil einer leichten und wohlfeilen Herstellung, sowie, was bei kleinen Productionen wichtig, eine jederzeitige Unterbrechung des Betriebes, lassen aber nur eine höchst unvollständige Ausnutzung des meist verkohlten Brennmaterials zu und werden deshalb in neuerer Zeit immer mehr durch vollkommenere Apparate ersetzt (Rösthaufen und Stadeln durch Schacht- und Flammöfen, Eisenfrischherde durch Puddelöfen, Kupfergaarherde durch Kupferraffinirofen u. s. w.). Sowohl bei Reductions- als Oxydationsprocessen angewandt, tritt in letzterem Falle bei der Berührung der Substanz mit dem Brennmaterial ein steter Kampf zwischen Oxydation und Reduction ein, was den Process sehr erschweren kann (Kupfergaarmachen, Eisenfrischen u. s. w.). Anwendbarkeit.

I. Herde ohne Gebläse.

61. Allgemeines. Dieselben dienen seltener zu Schmelzungen, wobei weder eine oxydirende noch reducirende Wirkung ausgeübt werden soll (Saigerprocesse), als bei Calcinations- und Röstprocessen (S. 20). Zweck.

62. Röstvorrichtungen. Dieselben (freie Haufen, Stadeln, Gruben) haben im Vergleich zu anderen Röstapparaten die S. 20 angegebenen Vor- und Nachtheile, welche letztere (grösserer Aufwand Anwendbarkeit.

1) Pogg., Ann. 46. 193. Brit. Assoc. Rep. 1845, p. 143; 1846, p. 170. 2) Ann. d. Phys. u. Pharm. 60, 499. 3) Tunner's Jahrb. 9, 281. 4) B. u. h. Ztg. 1865, No. 35. 5) Des. Wärmemesskunst; Des. Pyrotechnische Rundschau in Dingl. J.; Des. Documente, betreffend den Hohofen zur Darstellung von Roheisen 1868; Dessen Studien über den Hohofen zur Roheisen-Darstellung in Dingl. 201, 214 u. s. w. 6) L. Bell, über die Entwicklung und Verwendung der Wärme in Eisenhohöfen von verschiedenen Dimensionen, deutsch von Tunner 1870. 7) Jern-Contorets Annaler 1871. Heft 1 u. 2. 8) Krans, étude sur le four-à-gaz 1869. B. u. h. Ztg. 1869. S. 389, 405. 9) B. u. h. Ztg. 1871, S. 32. 10) Dürre, Handb. des Eisengiessereibetriebes 2, 278 (1870).

an Brennmaterial, Verlorengehen der Röstgase, längere Dauer und Beeinflussung des Processes durch Witterungsverhältnisse, Temperatur, Windrichtung und Niederschläge, grössere Metallverluste beim Rösten und den darauf folgenden unvollkommenen Schmelzprocessen, intermittirender Betrieb) gegen erstere (minder kostspieliger Apparat, wohlfeilere Arbeit) so vorwiegen, dass man an vielen Orten die Haufen- und Stadelröstung vortheilhaft durch solche in Schachtöfen (Kilns am Unterharz[1]) oder Flammöfen (für Bleierze im Siegenschen[2]) ersetzt hat. Lokale Verhältnisse können indes zuweilen die Röstung in Herden in ökonomischer Beziehung vortheilhaft erscheinen lassen (z. B. wegen geringerer Transportkosten beim Rösten von Kohleneisensteinen neben der Grube, wo billiges Brennmaterial zu Gebote steht und Oefen kostspielig zu bauen und zu unterhalten sind).

Einrichtung. 1. Freie Haufen. Dieselben kommen in Gestalt von abgestumpften Pyramiden mit quadratischer oder oblonger Grundfläche oder in abgerundeten Kegeln für minder werthvolle Erze in Bruchstücken, seltener für eingebundene Schliege zur Anwendung, und unterscheiden sich hinsichtlich ihrer Herstellung hauptsächlich in der Befeuerungsmethode. Anordnung des Brennmaterials und Erzes. Ersteres hat meist nur den Zweck, die zur Einleitung der Röstung erforderliche Hitze hervorzubringen, soll aber zuweilen auch als Reductionsmittel für beim Rösten gebildete, sonst schwer zersetzbare Salze (schwefelsaures Zinkoxyd, antimon- und arsensaure Salze bei Fahlerzen u. s. w.) dienen.

Anwendbarkeit. a) Freie Haufen ohne Brennmaterial. Kohleneisensteine brennen häufig ganz von selbst fort; manche Sorten erfordern jedoch eine geringe Beimengung von Brennstoff, sowie auch der Bitumengehalt der Kupferschiefer zu ihrem Brennen nicht vollständig genügt.

Anwendbarkeit. b) Freie Haufen mit eingeschichtetem Brennstoff. Letzterer soll seltener als Reductionsmittel (S. 19) als zur gleichmässigen Erhitzung solcher Erze (Eisenerze) dienen, welche beim Rösten nicht von selbst fortbrennen (s. Eisen).

Anwendbarkeit. c) Freie Haufen mit einer Brennmaterialunterlage. Durch Anzündung derselben sollen schwefelhaltige Erze ins Glühen gebracht werden, wo dann der verbrennende Schwefel die Rösttemperatur unterhält. Bei sehr schwefelreichen Erzen können die Haufen ganz im Freien stehen und eine Schwefelgewinnung zulassen (S. 20); schwefelärmere erfordern dagegen zum Schutz gegen die abkühlenden Atmosphärilien eine Bedachung (Rösthäuser, Röstschuppen für Oberharzer Kupferkiese und Leche).

Manipulationen. Die beim Haufenrösten vorkommenden Arbeiten können folgende sein: Herstellung einer mit Zügen versehenen Brennmaterialunterlage aus Holzklüften, Wellholz u. s. w. auf einem erhabenen trocken gelegten Platze (Röstesohle); Aufstürzen von Erz, so dass die dicksten Stücke zu unterst, immer kleiner werdende nach oben und an die Seiten kommen; Bedecken des Haufens mit Erzklein, Schlieg u. s. w. zur Regulirung des Luftzuges; Anzünden des Holzes an der dem Winde entgegengesetzten Stelle oder bei Windstille in der Mitte in einem zu

1) Kerl, Rammelsberger Hüttenprocesse, S. 71. 2) B. u. h. Ztg. 1863, S. 92.

diesem Zwecke beim Aufstürzen des Haufens aus Holzscheiten oder aus durchbrochenem Mauerwerk [1]) gebildeten Schachte; Leitung des Feuers im angezündeten Haufen durch Abräumen oder Dickermachen der Decke an den betreffenden Stellen; Wegräumen des Haufens nach beendigter Röstung, wenn keine Dämpfe oder riechende Gase mehr entweichen, mittelst Spitzhammers; Zerschlagen dickerer oder gefritteter Stücke, Aushalten des Gutgerösteten (mürbes, erdiges Ansehen) und abermaliges oder noch mehrmaliges Aufbringen der nicht vollkommen gerösteten Stücke auf eine neue Unterlage von Holz unter einer Bedachung (Wenden des Rostes ins erste, zweite u. s. w. Feuer).

Einfluss des Schwefelgehaltes.

Der Schwefelgehalt des Erzes hat Einfluss auf die Menge des anzuwendenden Brennmaterials, den Grad und die Zeitdauer der Röstung (einige Tage bis zu 30 Wochen) und die Anzahl der Röstungen (bei Unterharzer Kupfererzen 3, bei Oberharzer nur 1 Röstung). Hierauf influiren auch mehr oder weniger noch die chemischen und physikalischen Eigenschaften des Erzes, ob dicht oder porös, arm oder reich u. s. w.

Dimensionen der Haufen

Der Gehalt der Haufen kann 5000—50000 Kil. und mehr betragen; mit der Höhe geht man des unbequemen Transportes wegen meist nicht über 2.5 M. Grössere Haufen erfordern verhältnissmässig weniger Brennstoff, als kleinere; man stellt in ihnen zur Herbeiführung eines gleichmässigeren Zuges wohl in gewissen Entfernungen Holzscheite vertikal auf. Das Brennmaterial muss meist aus guten Holzscheiten bestehen, weil mindere Brennstoffe das Erz nicht so gleichmässig zum Glühen bringen. Zur Abführung der Röstgase hat man in Freiberg [2]) einen durchbrochenen Schacht in der Mitte des Haufens mit einem zur Esse führenden unterirdischen Canal verbunden.

Brennmaterial.

Röstgase.

Beispiele: Rösthaufen für Rammelsberger Kupfer- und Bleierze [3]) (Fig. 70 u. 71). *a* Scheitholzlagen auf dem etwas erhaben gelegenen Röst-

Unterharzer Rösthaufen mit Schwefelgewinnung.

Fig. 70.

platze, in der Mitte 40—48 Cm., am Rande 31 Cm. dick. *b* Zugschacht, aus 4 durch Spreitzen (Ohren) auseinandergehaltenen Holzscheiten gebildet, 20.5 27.4 Quadr.-Cm. weit. Der Schacht kann auch wegbleiben. *c* Stufferze (über Gänseeigrösse), 1.41 M. hoch, am Rande das Holz 63—78 Cm. unbedeckt lassend. *d* Bergkern

1) Plattner's Röstprocesse, S. 45, 369. Plattner-Richter's Hüttenkunde, 1, 161.
2) Plattner's Röstprocesse, S. 334. 3) Kerl, Rammelsberger Hüttenprocesse, S. 20. Plattner's Röstprocesse, S. 44, 369.

(Hühnereigrösse), mitten 10—21, am Rande 10—16 Cm. hoch. *e* Waschkern (bis Taubeneigrösse) 10—21 Cm. dick. *f* Gräupel (Bohnengrösse) 8 Cm. hoch. *g* ge-

Fig. 71.

röstetes Erzklein, an den Seiten unten 52—63 Cm., oben 10—13 Cm. dick. In die obenauf gebrachte Decke von Schlieg oder Vitriolklein werden dann die 25 Schwefellöcher eingestampft, sobald sich oberflächlich geschmolzener Schwefel zeigt (die Röste fett wird). *h* Zündcanal. Dimensionen eines fertigen Haufens: 2.31 M. Höhe, 9.73 M. Seite unten, 3.24 M. Seite oben. Röstdauer 18—24 Wochen und mehr; Brennstoffverbrauch 22—25 Cbkm. Neuerdings ist das Haufenrösten für Kupfererze fast ganz durch die Röstung in Kilns ersetzt bei vermindertem Brennstoffaufwand und Benutzung der Röstgase zur Schwefelsäurebereitung.

Mansfeld'sche Kupferschieferrösthaufen. Aufstampfen der Röstesohle aus Thon, Auflaufen von Schiefern karrenweise neben einander (Fig. 72); Ebnen

Fig. 72.

derselben; Herstellung eines Kranzes von Wellholz, gegen welchen rechtwinklig nach der Mitte zu noch Wellen gelegt werden; wiederholtes Auffahren von Schiefern und Ebnen; Anzünden mittelst einer in Schlacke getauchten Fackel an den Seiten und Ecken. Dimensionen der Haufen: Länge 15.7—31.4 M. und mehr, Höhe 1.57—2.2 M., Breite 6.28—9.51 M., bei 80 bis mehreren Hundert Fudern à 60 Ctr. (3000 Kil.) Inhalt. 100 Fuder erfordern 18.8 M. Länge, 9.51 M. Breite und 1.88 M. Höhe; Zeitdauer 8—24 Wochen bei 60—250 Fuder Inhalt; 1 Fuder erfordert etwa 22—25 Kil. Wellholz. Neuere Verbesserungen[1]): Auftragen der Schiefer durch Arbeiter statt Aufkarrens, bei welchem letzteren die Masse stellenweise zu dicht wurde; Ersetzung der grossen circa 6 Mon. brennenden Haufen von 400—500 Fuder Inhalt durch schmale bei 4 wöchentlicher Röstdauer, wobei sich das Betriebscapital verringert und nicht so hohe Schieferbestände zu halten sind; Brennen der Klare in Schachtöfen.

Construction.

2) Röststadeln.[2]) An allen oder mehreren Seiten von niedrigen Mauern umgebene rectangulaire, ovale oder anders gestaltete Röststätten, gewöhnlich mehrere an einer gemeinschaftlichen Hinterwand behuf des bequemern und billigern Transportes des Röstgutes neben einander oder auch gegen einander über. Die Stadeln gestatten bei

1) B. u. h. Ztg. 1869, S. 432. 2) Stadel von „kleiner abgegrenzter Stätte, Stättel".

besserer Ausnutzung und gleichmässigerer Vertheilung der Wärme — beim Abkühlen der Stadeln geht aber auch viel Wärme verloren — theilweise Auffangung flüchtiger Producte, ein besseres Zusammenhalten der Erze, also weniger mechanische Verluste und eine vollständigere Röstung, als die freien Haufen, weil man durch Oeffnungen in den Umfassungswänden oder unter der Sohle den Luftzutritt besser reguliren kann. Dagegen ist das Ein- und Ausladen des Materials im Allgemeinen mühsamer und kostspieliger, sie kühlen langsamer ab, erfordern mehr Reparaturkosten, als Haufen, und gestatten, neben den sonstigen Uebelständen der letzteren, im Vergleich zu Schachtöfen keinen continuirlichen Betrieb, weshalb sie durch letztere vielfach ersetzt werden, wenn die Beschaffenheit des darin zu verarbeitenden Materials Solches zulässt. Meist stehen die Stadeln unter einer Bedachung zur Abhaltung schädlicher atmosphärischer Einflüsse; zuweilen sind sie behuf Auffangung und Ableitung von Dämpfen (Schwefel, Quecksilber) oder Gasen (schweflige Säure) überwölbt und können dann je nach ihren Dimensionen in Zugschachtöfen übergehen.

Befeuerungsmethoden.

Je nach der Beheizung unterscheidet man

Anwendbarkeit.

a) Stadeln mit Brennmaterialunterlage. Dieselben kommen für geschwefelte Erze und Producte (Leche), sowie für Speisen in Anwendung, erfordern gutes Scheitholz und erhalten um so kleinere Dimensionen, je leichtschmelziger die Substanzen.

Während man z. B. von den leichtflüssigeren Blei- und Kupfersteinen nicht viel über 5000 Kil. in Stadelfeldern von 2.5 M. Länge, 1.26 M. Breite und 0.94 M. Höhe abröstet, so kann man von dem strengflüssigeren Rohstein 50000 Kil. und mehr anwenden. Für Massen von 2500—50000 Kil. haben die Stadeln gewöhnlich 0.94—2.5 M. Breite, 0.94—1.88 M. Höhe und 2.5—6.27 M. Länge.

Die Operationen bei Anfüllung und Entleerung der Stadeln sind denen bei freien Haufen ähnlich. Die Stadel bleibt nach dem Füllen entweder an der Vorderseite offen oder wird durch Steine, Eisensauen, Kalkstücke u. s. w. lose geschlossen, so dass Luft durchziehen kann. Beim Wegräumen der fertigen Röste wirft man die ausgehaltenen schlecht gerösteten Stücke gleich auf das Holz eines benachbarten Feldes.

α) Stadeln ohne Condensationsvorrichtung. Dieselben entlassen Gase und Dämpfe unmittelbar in die Luft, was für die Nachbarschaft sehr störend sein kann und oft zur Leistung bedeutender Entschädigungen führt.

Fig. 73.

Beispiel.

(Fig. 73.) *a* Rösteholzlage ohne das Deckholz in *c*. *b* vorn offenes Feld. *e* geschlossenes Feld. *d* und *f* leere Felder.

β) Stadeln mit Condensationsvorrichtung. Dieselben dienen zur mehr oder weniger vollständigen Condensation dampfförmiger Körper (Schwefel, Quecksilber), während die Gase entweder unmittelbar in die Luft entweichen oder zuvor in einen Schornstein geführt werden. Letzteren Falles sind die Stadeln meist überwölbt.

Beispiele. Böhmische Stadel (Fig. 74). *A* Stadel, rings mit Mauern umgeben, von denen eine eine verloren zugemauerte Arbeitsöffnung hat, 7.54 M. lang und 5.65 M. breit. *a* schräg ansteigende Sohle, mit Scheitholz bedeckt. *g* Luftzüge. *b* Züge, zur Schwefelkammer *B* führend. *c*, *d*, *e* Condensationsräume. *f* niedriger Schornstein.

Fig. 74.

Steyersche Stadel[1]) (Fig. 75). *A* Stadel, 17 M. lang, 4.2 M. breit und 2.5 M. hoch, ringsum von 1.57 M. dicken Mauern *m* umgeben, in welchen sich an jeder langen Seite 8, an jeder kurzen 2 Schwefelcondensationskammern *e* von 78 Cm. Länge, 78 Cm. Breite vorn und 1 M. Breite hinten befinden. *d* mit je einer Kammer in Verbindung stehende Abzugscanäle. *f* Canäle zum Abfluss auf der Sohle condensirten Schwefels in die Sümpfe *g*. Die Sohle besteht aus lauter kleinen Pyramiden, von deren Flächen der verdichtete flüssige Schwefel in Rinnen und aus diesen in die Canäle *f* gelangt. Ueber letzteren befinden sich Löcher zum Luftzutritt.

Fig. 75.

Hierher gehören auch die Stadeln von Huelva in Spanien[2]) und von Boston[3]).

Anwendbarkeit. b) Stadeln mit eingeschichtetem Brennstoff. Dieselben werden hauptsächlich für Eisenerze angewandt und sollen beim Eisen näher beschrieben werden; auch wohl für arsen-, antimon- und zinkhaltige Erze.

Anwendbarkeit. c) Stadeln mit seitlicher Flammenfeuerung. Dieselben bezwecken die Nutzbarmachung von minderem Brennmaterial (Steinkohlen-, Braunkohlen-, Torfklein, Holzspäne u. s. w.) statt des theuern Röstescheitholzes.

Beispiel. Freiberger oder Wellnersche Röststadel (Fig. 76). *c* Umfassungs-

Fig. 76.

mauern aus Schlackenziegeln, einen 10 M. langen, 5 M. breiten und 1.9—2.2 M. hohen Raum mit den Arbeitsöffnungen *b* umschliessend *e* Schlackenlage mit den obenauf liegenden Schlackenziegelsohlen *d* mit 0.94 M. Ansteigen und der horizon-

1) Kerl, Met. 1, 389. Rittinger's Erfahr. 1853. 2) B. u. h. Ztg. 1865, S. 202.
3) Kerl, Met. 1, 387.

talen Fläche *a* zwischen beiden. Beim Besetzen der Stadel führt man von den vier Schüröffnungen in der einen kurzen Wand ab Canäle aus groben Bruchstücken der zu röstenden Masse bis zum höchsten Punkte auf, füllt dieselben mit leicht entzündlichem Brennmaterial, bedeckt die ganze Fläche mit Spänen, füllt den ganzen Stadelraum über den Canälen mit gröberen Stücken und giebt eine Decke von kleineren Stücken, welche über die Seitenmauern hervorragt. Man feuert dann in den Schüröffnungen so lange, bis der Haufen in Gluth gekommen ist. Nach beendigter Röstung werden beim Wenden der Röste unter Aushalten des Gutgerösteten die noch rohen Stücke in vorhinniger Weise auf der andern geneigten Fläche aufgehäuft. Die Röstgase entweichen entweder durch die Decke oder man führt dieselben durch einen in der Mitte der Stadel befindlichen durchbrochenen Schacht nach unten in einen Canal ab, welcher mit einer Esse in Verbindung steht.[1])

d) Stadeln, in denen der Schwefel als Heizmaterial wirkt. Dieselben kommen in Anwendung, wenn die schweflige Säure zur Schwefelsäurebereitung benutzt werden soll, sind überwölbt (*B* in Fig. 85) und haben eine aus Roststäben gebildete Sohle, auf welcher das Röstgut, meist Schwefelkies, je nach seinem Schwefelgehalt in 40—60 Cm. hohen Lagen ausgebreitet wird. Durch Bewegen der Roststäbe mittelst eines Schlüssels lassen sich die Abbrände aus dem Herd entfernen, während die schweflige Säure durch einen Canal im Gewölbe abgeleitet wird. Nachdem die Herdmauern durch Feuerung ins Glühen versetzt sind, brennen die Kiese von selbst fort.

Beispiel

Hierher gehören die vielfach zum Rösten von Kiesen behuf der Schwefelsäurefabrikation angewandten Belgischen Rostherde (fours à grille[2]), Fig. 85 *B*.

Einrichtung.

3. Gruben. In die Erde, meist an Gebirgsabhängen eingegrabene Räume mit oder ohne Auskleidung mittelst Mauerwerks und wie Stadeln zu besetzen; nur selten in Anwendung wegen schwieriger Luftzuführung und sehr langsamen Abkühlens (Eisensteinsröstung in Schweden und Norwegen).

Zweck.

63. Schmelz- oder Saigervorrichtungen. Dieselben bezwecken die Ausschmelzung leichtflüssigerer Stoffe aus strengflüssigeren (Wismuth aus Nickel- und Kobalterzen, silberhaltiges Blei von Kupfer, Zinn aus eisenhaltigem Zinn u. s. w.).

Fig. 77.

Beispiel

Saigerherd (Fig. 77). *a* gemauerte Saigerbänke mit dergeneigten Saigergasse zwischen einander und mit eisernen Saigerscharten bedeckt, welche die Saigerritze zwischen sich lassen. Ueber den Saigerscharten wird zuweilen aus ringsum darauf gestellten Saigerblechen ein Raum zur Aufnahme der zu saigernden Massen hergestellt, welche durch Feuer mit Holz in der Saigergasse oder

1) Plattner's Röstproc. S. 52, 336. S. 1370. B. u. h. Ztg. 1871, S. 183. 2) Muspratt-Kerl's techn. Chem. 1869, Bd. 4,

auch durch eingemengtes Brennmaterial erhitzt werden. Das durch die Saigerritze tröpfelnde Fluidum rinnt auf der geneigten Sohle der Saigergasse in den Sumpf *b*. In der Brandmauer befindet sich ein mit der Saigergasse in Verbindung stehender Zug.

II. Herde mit Gebläse.

Zweck.

64. Allgemeines. Dieselben dienen seltener zu Glühungen (Schweissfeuer, Eisenbratherd) und zu Reductionsprocessen (Hammergaarherd für Kupfer), als zu oxydirenden Schmelzungen bei niedrigeren (Bleiherde) oder höheren Temperaturen (Frischfeuer, Feineisenfeuer, Kupfergaarherd, Freiberger Silberfeinbrennherd). Wegen der grösseren Brennmaterialverschwendung und des Erfordernisses von theurem verkohlten Brennmaterial, sowie wegen Behinderung des Oxydationsprocesses und möglicher Verunreinigung des Hauptproductes durch letzteres sind die im Allgemeinen keine grossen Productionen zulassenden Herde theilweise durch vollkommenere Apparate ersetzt (Flammöfen zum Frischen und Schweissen des Eisens, zum Raffiniren des Kupfers und Silbers), während dagegen andere wegen geringen Verbrauches minderer Brennmaterialien und wegen grosser Production ihren Platz anderen Apparaten gegenüber behauptet haben (Bleiherde, welche den Uebergang zu Schachtöfen bilden).

Fig. 78.

elspiel.

Kupfergaarherd (Fig. 78) *a* in schwerem Gestübbe *b* ausgeschnittener Herd. *d* Eisenplatte. *c* Feuchtigkeitsabzug. *f* Form in der Brandmauer zur Aufnahme der Düse.

B. Schachtöfen.

terschied n Herden.

65. Allgemeines. Dieselben unterscheiden sich von den Herden durch einen erhöhten ummauerten Raum (Schacht) von der verschiedensten Gestalt zur Aufnahme der hüttenmännisch zu behandelnden Materialien und haben vor Herden die S. 141 erwähnten Vorzüge. Das enthelle. Mauerwerk besteht entweder aus ein und demselben Material oder ein feuerfesteres (Kernschacht, Futter) ist von minder feuerbeständigen Steinen (Rauhgemäuer, Mantel) oder einem Eisenmantel umgeben. Zwischen Kernschacht und Rauhgemäuer bleibt zuweilen ein mit schlechten Wärmeleitern lose anzufüllender Zwischenraum (Füllung) zum Zusammenhalten der Wärme und zum Schutz des Rauhgemäuers gegen die Ausdehnung des Kernschachtes. Seltener bestehen die Oefen ganz aus Eisen mit äusserlicher Wasserkühlung (S. 138). Von den 4 Wänden bezeichnet man die hintere mit Hinterwand, Rückwand, Brandmauer, die vordere mit Vorderwand

oder Stirnmauer, die beiden Seitenwände mit Ulmen, Backen, Wangen, Futtermauern. Den unteren Theil der festen Vorderwand pflegt die Vorwand zu bilden, deren unteres Ende man Brust nennt. Je nachdem nun die Vorwand bis in das Gestübbe des Herdes ganz niedergeht oder dasselbe nicht berührt, unterscheidet man Oefen mit geschlossener und offener Brust. Gewöhnlich haben die Schachtöfen drei Oeffnungen, eine obere zum Eintragen der Materialien und zum Ausziehen von Gasen und Dämpfen (Gicht, Gicht-, Aufgebe- oder Chargiröffnung), eine oder mehrere unten seitlich zum Ausziehen fester (Ausziehöffnungen) oder zum Ablassen flüssiger Massen (Stich, Stichöffnung, Spur, Auge) und eine oder mehrere in einiger Entfernung über den letzteren zur Einführung von Verbrennungsluft (Formöffnungen), insofern diese nicht durch die Ausziehöffnungen eintritt. Den Ofentheil unter den Formöffnungen bezeichnet man mit Herd, Sumpf oder Untergestell, zuweilen beweglich gemacht (Bocard's Cupoloofen). Nach unten ist der Ofenschacht entweder durch feuerfestes künstliches oder natürliches Mauerwerk (Sohlstein, Bodenstein) begrenzt, mit welchem entweder die beim Process erfolgenden Producte direct in Berührung kommen (Eisenhohöfen, Kupferschieferöfen, Röstöfen) oder die steinerne Sohle wird zum Schutz gegen corrodirende und abkühlende Wirkung mit feuerfesten losen Massen überkleidet (Schlacken-, Lehm-, Gestübbesohle in Blei-, Silber-, Zinn- und den meisten Kupferöfen). Seltener erspart man den Sohlstein durch eine Sandlage zwischen Lehm- und Gestübbesohle (Tarnowitzer Bleiöfen). Die Oefen sind entweder Zug- oder Gebläseschachtöfen, je nachdem man darin nur mindere oder höhere Temperaturen hervorbringen will.

66. Ofenbau. [1]) Man reisst bis zum Felsengrund einen Schram auf und füllt zur Herstellung eines Fundamentes den Raum bis etwa 0.5 M. unter der Hüttensohle und tiefer mit über einander geworfenen Steinen aus, welche wohl mit Gypsmörtel oder Cement vergossen werden. Auf diesem Fundamente werden zunächst die beiden Seitenwände und die Hinterwand des Rauhgemäuers nöthigenfalls mit dem Rauchmantel an der Vorderwand bis zur Gicht aufgeführt, indem man wohl im Rauhgemäuer communicirende verticale und horizontale, ins Freie mündende Feuchtigkeitsabzüge, sowie Verankerungen anbringt. Verfahren

Bei den Raschetteöfen stehen die Züge schon während des Aufbaues des Ofens mit einer unter der Sohle desselben befindlichen Feuerung in Verbindung, was ein rasches Trocknen des Gemäuers und eine Herstellung desselben in kalter Jahreszeit zulässt.

Die Gichtöffnung bleibt entweder ganz frei (z. B. Eisensteinsröstöfen) oder wird mit einem Mantel (Gichtmantel) zum Abzug von Gasen, Flamme u. s. w. umgeben (Röstöfen, Eisenhohöfen u. s. w.) oder es erheben sich darüber noch Flugstaubkammern (Oberharzer Bleiöfen), insofern die flüchtigen Producte nicht durch einen Canal seitlich abgeleitet werden (Pilz'scher Bleiofen).

---

1) Kerl, Oberharzer Hüttenprocesse 1860, S. 294. Kerl, Rammelsberger Hüttenprocesse 1861, S. 31.

Hierauf stellt man auf dem Fundamente zwischen dem Rauhgemäuer etwa 16 Cm. hoch Kreuzcanäle aus Barnsteinen zum Abzug der Feuchtigkeit her, stampft eine etwa 5—6 Cm. hohe Lehmschicht auf, wärmt diese ab, legt darauf den Sohlstein und führt auf diesem im ausgetrockneten Rauhgemäuer den Kernschacht auf. Zuletzt wird die nach unten hin ganz oder theilweise offen gebliebene Vorderwand durch eine Vorwand geschlossen, nachdem nöthigenfalls der Sohlstein mit einer Schlacken-, Lehm- oder Gestübbesohle überkleidet worden (Zumachen des Ofens). Im Rauhgemäuer werden an den betreffenden Stellen die Formgewölbe, im Kernschacht die Formöffnungen ausgespart. Bei wandelbarem Untergrund legt man das Mauerwerk wohl auf einen Pfahlrost [1]) (Schweden, Perm); auch können Kreuzgewölbe als Fundament dienen.

I. Zugschachtöfen.

Zweck. **67. Allgemeines.** Dieselben sind seltener zur Erzeugung niedrigerer Schmelztemperaturen, als besonders für Röstprocesse in Anwendung.

Construction. **68. Röstofen.** Die Gestalt und Einrichtung dieser Oefen ist sehr mannigfaltig je nach der Beschaffenheit des Erzes und des Brennmaterials, nach dem Zwecke der Röstung, nach lokalen Terrainverhältnissen und Gewohnheiten u. A. m.

Querschnitt. Oefen mit kreisförmigem Querschnitt lassen die geringste Wärmeausstrahlung, dauerhafteste Construction und sehr gleichmässige Röstung zu, erfordern aber besonders geformte, theurere Steine und grossen Raum; auch arbeiten sie bei zu grosser Weite, in Folge unregelmässigen Niedergehens der Schicht, minder vollkommen als Oefen mit rectangulärem Querschnitt und gebrochenen Ecken. [2]) Solche oblonge Oefen lassen bei einer bestimmten Breite eine grössere Länge für grössere Productionen bei bequemem Chargiren zu und erfordern keine besonders geformten Steine, aber ein sorgfältiges Chargiren und die Wärmeausstrahlung ist grösser, als bei kreisförmigem Querschnitt. Quadratische Oefen, bei leichter Bauart nur für kleinere Productionen tauglich, zeigen leicht ein Hängebleiben und lockeres Anhäufen des Erzes in den Ecken, welches Letztere bald unerwünscht, bald vortheilhaft ist, wie bei Substanzen, welche bei rundem oder stark oblongem Querschnitt zu dicht liegen würden (mulmige Eisenerze). Polygonale Querschnitte liegen hinsichtlich ihrer Vortheile und Nachtheile zwischen runden und oblongen. Zuweilen zeigen die Oefen in verschiedener Höhe verschiedene Querschnitte; sie gehen z. B. aus einem oberen kreisförmigen in einen mittleren polygonen und einen unteren runden oder quadratischen Querschnitt über.

Dimensionen. Die Höhe richtet sich meist nach der Korngrösse und Schmelzbarkeit der Substanz, sowie sonstigen Eigenschaften derselben (schwefelarme Erze erfordern zum Fortbrennen höhere Oefen als schwefelreiche). Die Weite influirt hauptsächlich auf die Grösse der Production. Dieselbe bleibt sich entweder in allen Höhen gleich oder nimmt nach oben zu (in beiden Fällen bei leichtflüssigeren oder schwefelreicheren Substanzen) oder sie nimmt nach oben hin ab (behuf Zusammenhaltens der Wärme für strengflüssigere oder schwefelärmere Substanzen, für mulmige Erze behuf der Auflockerung). Bei zu starker Zusammenziehung des Ofens nach oben findet leicht ein Kippen der Gichten statt, die Temperatur kann sich zu sehr erhöhen und Sinterung entstehen. Eine Verengerung des Ofens nach unten verhindert einen zu schnellen Ofengang und begünstigt das Abrutschen der Erze nach den Ausziehöffnungen zu. Schwefelärmere Erze erfordern grössere Weite als schwefelreiche.

---

1) Karsten's Eisenh. Taf. 19, Fig. 5 und 6; Rivot's Kupferhüttenkunde, deutsch von Hartmann 1860, S. 56. 2) B. u. h. Ztg. 1862, S. 211.

69. Röstöfen für Bruchstücke. Dieselben unterscheiden sich hauptsächlich durch die verschiedene Befeuerung, welche wieder von dem Zweck der Röstung, sowie von der Beschaffenheit des Brennstoffs bedingt wird. Es kommen folgende Modificationen vor:

1. Röstöfen bei Schichtung des Brennmaterials mit dem Erz. Bei guter Ausnutzung eines minder werthvollen Brennmaterials eignet sich dieses Verfahren für Substanzen, welche keiner oxydirenden Röstung bedürfen, sondern nur mürbe gebrannt oder von flüchtigen Stoffen befreit werden sollen (schwefelarme Roth- und Brauneisensteine, Galmei). Als Uebelstände können dabei auftreten: Verunreinigung des Erzes durch die unreine Asche des Brennstoffs (Eisenerze durch Schwefel und Phosphor), durch Verflüchtigung (Galmei) oder Sinterung der Substanzen (Eisenoxyde durch Bildung von schmelzbarem Eisenoxyduloxyd) bei zu viel Brennmaterial. Porösere Brennstoffe erfordern keine Rostvorrichtungen (Plan-, Treppen-, Sattel-, Kegelroste), wohl aber dichtere (Steinkohlen, Cokes); in beiden Fällen gestattet ein Rost einen gleichmässigeren Luftzutritt. Derartige Oefen finden hauptsächlich beim Rösten von Zink- und Eisenerzen Anwendung. Anwendbarkeit.

Ein Galmeibrennofen ohne Rost (Fig. 79) hat nachstehende Einrichtung: Beispiel.

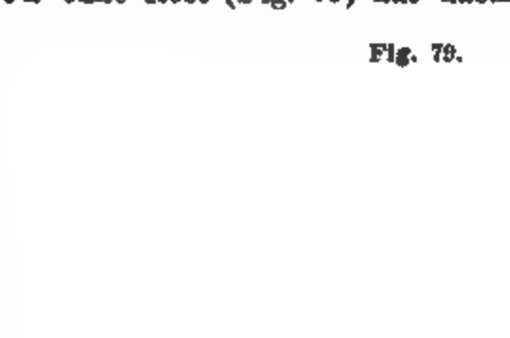


Fig. 79.

a Kernschacht, an der Gicht 2.20, im Bauche 2.14 und unten 1.70 M. weit bei 5.35 M. Höhe von der Gichtmündung bis zur Spitze des 1.05 M. hohen Abrutschkegels *b*. *c* 4 Ausziehöffnungen von 0.56 M. Höhe und Weite. *d* Arbeitsgewölbe. *e* Rauhgemäuer.

2. Flammenröstöfen. Bei minder vollständiger Ausnutzung der Wärme, dem Erforderniss eines besseren, langflammigeren Brennmaterials und zuweilen ungleichmässigerer Röstung als im vorigen Falle, gelangt die Flamme von einem unterhalb oder von einem oder mehreren seitlich gelegenen Rosten in das Röstgut im Ofen, wobei eine mehr oxydirende Wirkung erzielt werden kann (z. B. für schwefelreiche Eisenerze), sowie die Verunreinigung der Substanz durch Asche, ein Sintern durch Eisenoxyduloxydbildung oder eine Metallverflüchtigung durch Reduction (Galmei) weit weniger zu fürchten ist. In Oefen von grösserer Weite vertheilt sich bei im Innern derselben gelegenem Feuerraum die Flamme besser als bei seitlicher Lage des Rostes. Derartige Oefen kommen meist nur für Eisenerze mit oder ohne Wasserdampfzuführung[1]) (S. 13) in Anwendung (siehe Eisen). Anwendbarkeit.

1) B. u. h. Ztg. 1863, S. 650.

seltener für Zinkerze (Spanien[1]) und mit Kochsalz angemengte und in Ziegelform gebrachte Silbererze (Kent's Ofen[2]).

Construction. 3. Gasröstofen. Gichtgase, seltener Generatorgase werden zwischen das Röstgut im Ofen geleitet und verbrennen hier unter Zuführung von Zugluft, seltener von Gebläseluft (Westman's Ofen[3]) einfacher, als wenn man die Gase ausserhalb des Ofens verbrennt und diesem dann die Flamme zuführt.[4]) In kleineren Oefen (Fillafer's Ofen[5]) findet eine gleichmässigere Wirkung der Gase statt als in grösseren und für letztere ist die Zuleitung der Gase in der Mitte (Ofen zu Hof[6]) derjenigen an der Peripherie (Danemoraofen[7]) vorzuziehen.

Vorzüge. Die Gasöfen, zur Zeit nur zum Rösten der Eisenerze angewandt, sind die vorzüglichsten Röstöfen, indem dieselben eine sehr vollkommene Ausnutzung der Hitze, eine Regulirung derselben, sowie die Herstellung einer oxydirenden oder reducirenden Röstatmosphäre zulassen; dagegen ist ihr Betrieb minder einfach zu leiten (Näheres bei Eisen).

Anwendbarkeit. 4. Röstöfen, in welchen der Schwefelgehalt der Erze als Brennmaterial dient. Derartige Oefen (Kilns[8]) bedürfen nur anfangs einer Erhitzung durch minderes Brennmaterial bis zu solchem Grade, dass die hineingebrachten Schwefelmetalle in Röstgluth gelangen, wo dann der verbrennende Schwefel die zum Weiterrösten erforderliche Temperatur unterhält. Dieselben sind neuerdings vielfach (Oker, Freiberg u. s. w.) an die Stelle der Haufen und Stadeln getreten, weil sie nur Minutien von Brennstoff erfordern und Röstgase liefern, welche, frei von Feuergasen und stark überschüssiger Luft, sich zur Schwefelsäurebildung ganz besonders eignen.

Construction. Für schwefelreichere Erze lässt man sich, damit dieselben weniger leicht sintern, die meist quadratischen oder oblongen Oefen nach oben erweitern und führt Luft zur Oberfläche des Röstgutes (Oker); bei schwefelärmeren dagegen wendet man weitere Oefen mit verticalem Schachte an oder man zieht zur Concentration der Wärme den Schacht nach oben zusammen und lässt die Luft mehr von unten zum Erz treten (Freiberger Kilns). Durch Einmengen geringe Brennmaterialquanten lässt sich die Temperatur nöthigenfalls steigern oder eine reducirend-zerlegende Wirkung auf schwefel- und arsensaure Salze ausüben. Die Luftzuführungsöffnungen sind mit gut schliessenden Thüren versehen, an welchen sich Reiber befinden können. Ein Rost befördert den gleichmässigen Luftzutritt und dadurch, dass man die quadratischen Roststäbe mittelst eines Schlüssels drehbar macht, lassen sich deren Fugen mehr oder weniger öffnen und schliessen.

Beispiele. Okersche Kilns[9]) (Fig. 80). *A* Quadratische Ofenschächte, oben 1.26 M., unten 0.63 M. weit und 1.99 M. hoch. *a* Chargiröffnungen. *b* und *c* Ausziehöffnungen. *d*, *e*, *g* Räumlöcher. *k* und *i* Gasabzüge. *l* überwölbter Canal. Aus-

---

1) B. u. h. Ztg. 1862, S. 360. 2) B. u. h. Ztg. 1866, S. 245. 3) Percy-Wedding's Eisenhüttenkunde Bd. 2, S. 485. 4) B. u. h. Ztg. 1852, S. 579. 5) Kerpely's Fortschr. 3, 17. 6) Allgem. B. u. h. Ztg. 1860, No. 1. 7) B. u. h. Ztg. 1852, No. 36. Tunner's Eisenhüttenwesen in Schweden. 1858, S. 24. 8) Bgwfr. 14, 63; 15, 547. B. u. h. Ztg. 1850, S. 228; 1864, S. 188. Ztschr. d. Oest. Ing. Ver. 8. Jan. 1862. 9) Kerl, Rammelsberger Hüttenproc. 1861, S. 26 (Nachtrag). Muspratt-Kerl's techn. Chem. 4, 1374. B. u. h. Ztg. 1859, S. 363. Oest. Ztschr. 1871, No. 11 u. 12.

sich- und Räumöffnungen sind durch Thüren dicht verschliessbar; die Chargiröffnungen mit Reiberthüren versehen.

Die neueren Freiberger oblongen Kilns [1]) mit verticalem Schachte haben 3.14 M. Höhe und für Kiese 2.2 M. Breite und 1.57 M. Tiefe, für Steine 3.14 M. Breite und 1.57 M. Tiefe.

Fig. 80.

Manipulationen.

Arbeiten in Schachtröstöfen für Bruchstücke. Bei einem continuirlichen Ofengange sind dieselben gewöhnlich folgende:

a) Austrocknen, Füllen und Anzünden des Ofens.

b) Aufgeben von Erz und Brennmaterial mittelst Körben, Kästen, Wagen (zum Kippen oder mit beweglichem Boden oder beweglichen Seitenwänden) oder mittelst Einschaufelns (Kilns) und wohl derartige Vertheilung, dass die dicken Stücke mehr in die Mitte, das Klein mehr an die Peripherie kommt.

c) Ausziehen des Röstgutes durch seitliche Ausziehöffnungen oder durch Lüften des Rostes nach unten.

d) Aufräumen (Stören) des Erzes bei stattgehabter Sinterung in Folge zu hoher Temperatur.

e) Regulirung des Luftzutrittes in die Ausziehöffnungen oder besondere zum Ofen führende Oeffnungen. Bei Gasfeuerung erwärmt sich die Luft beim Durchstreichen der noch heissen Erze im unteren Ofentheil und begünstigt hierdurch die Verbrennung der Gase.

Stöckelröstung.

70. Schliegröstöfen. Die Schliege lassen sich zwar einbinden (S. 39) und zu Stöckeln (S. 39) geformt in Kilns rösten, aber dieses Verfahren ist nur da anwendbar, wo dasselbe durch lokale Verhältnisse (z. B. für Kiese bei Vorhandensein von schlecht verwerthbaren Mutterlangen, Ueberhitze zum Trocknen, billigen Arbeitskräften) begünstigt wird. In Freiberg röstet man auf diese Weise Erze und Steine bis auf 8 Proc. Schwefel ab und bewirkt eine noch weitere Entschwefelung durch Nachrösten in Wellner'schen Stadeln (S. 146).

Staubstromröstung.

Zum directen Rösten der Schliege sind nachstehende auf das Princip der Staubstrommethode (S. 12) basirte Oefen in Anwendung gekommen, wobei der verbrennende Schwefel entweder die erforderliche Temperatur zum Rösten unterhält (Oefen von Gerstenhöfer und Hasenclever) oder mit Brennmaterial besonders gefeuert wird (Oefen von Stetefeldt und von Whelply und Storer). Die

1) B. u. h. Ztg. 1865, S. 409; 1871, S. 364. Muspratt-Kerl, techn. Chem. 3, 994.

Oefen der ersteren Art gestatten eine Benutzung der entwickelten schwefligen Säure zur Darstellung von Schwefelsäure, während letztere eine vollständigere Abröstung zulassen, aber eine mit Feuergasen verunreinigte, zur Schwefelsäurebereitung nicht taugliche schweflige Säure geben.

Beispiele. Gerstenhöfer's Ofen.

a) Schütt- oder Terrassenofen von Gerstenhöfer.[1]) Fig. 82 Vorderansicht. Fig. 81 Querdurchschnitt nach MN. Fig. 83 Durchschnitt nach PQ. Fig. 84 Chargirvorrichtung. *A* Röstraum 3.766 M. hoch, 1.412 M. breit und 0.782 M.

Fig. 81.

Fig. 82.

tief. *m* Erzvertheiler. *n* 15 Reihen thönerner Erzträger, auf Vorsprüngen der Lagersteine *x* ruhend. Das gepulverte Erz gelangt aus dem Kasten *F* (Fig. 84) durch das Sieb *o* in den Eisenkasten *G* und wird durch Fütterwalzen *c*, deren Zugang *i* durch einen Schieber *h*[1], mehr oder weniger zu schliessen ist, den Schlitzen *d* im Gewölbe *w* zugeführt, fällt zunächst auf die Erzvertheiler *m*, rutscht von diesen auf die oberste

1) Citate S. 21.

Trägerreihe *n* ab, von dieser immer auf eine folgende, gelangt zuletzt auf den Boden und wird entweder durch eine seitliche Oeffnung *k* ausgezogen oder mittelst eines Schiebers nach unten entlassen oder mittelst einer Archimedischen Schnecke am tiefsten Punkte des von zwei Seiten geneigten Bodens aufgenommen, nach vorn geschafft und hier in ein untergestelltes Gefäss entleert. Der Raum, in welchem letzteres steht, ist nach vorn durch eine Thür geschlossen, während sich an der Hinterwand eine Oeffnung befindet, durch welche die schweflige Säure in einen Canal und aus diesem in die Esse gelangt. Ueber der Schnecke befindet sich ein Rost, damit gesinterte Stücke nicht in erstere fallen. Vor Beginn des Einschüttens wird der Ofen vom Roste *r* aus hinreichend glühend gemacht, worauf man die Roststäbe durch die Oeffnung *i* herauszieht, und die letztere, sowie die Schüröffnungen *h* vermauert. Durch den mit Register *t* versehenen Canal *l a* oder durch die Räumöffnungen *b* tritt heisse oder gewöhnliche Oxydationsluft hinzu. Das Register *t* ist vom Gewölbe *D* aus zugängig. Die entwickelte schweflige Säure tritt durch den Fuchs *e* in erst gemauerte, dann aus Bleiplatten hergestellte Flugstaubkammern *B*, *g*, *C*, *E* und nach Absetzung des Flugstaubes in die Schwefelsäurekammern. Man legt auch wohl den Canal *B* geneigt und versieht denselben am Boden mit einem Schieber zum bequemeren Ablassen des Flugstaubes. Ansätze auf den Trägern *r* können durch Räumlöcher *q*, *s* und *b*, welche vorn mit einer Eisenbüchse *c*, darin ein mit Thonpfropf verwehrtes Loch, versehen sind, abgestossen werden. Nach den bisherigen Erfahrungen [1]) gelingt in solchen Oefen die Röstung für Kiese sehr vollständig, weniger für blendige Erze und Blende (Freiberger blendig-kiesige Schliege enthalten nach der Röstung noch 12—13 Proc. Schwefel, bei Zinkblende, wenn der Ofen nicht beständig be-

Fig. 89.

1) B. u. h. Ztg. 1866, S. 278, 304; 1870, S. 134; 1871, S. 183, 244.

feuert wird, zuweilen noch mehr wegen reichlicher Zinkvitriolbildung), es erfolgt viel unvollständig gerösteter Flugstaub, die Arbeit ist höchst sorgfältig zu leiten

Fig. 84.

und die Träger reissen leicht, weshalb man andere als die gewöhnlichen, grössere Festigkeit gewährende Querschnitte dafür versucht hat. Bleireichere Erze lassen sich wegen Sinterung auf den Trägern nicht abrösten.

Hasenclever's Röstofen.

b) Röstofen von Hasenclever.[1]) Die Schliege rutschen auf im Zickzack geneigten Ebenen von einer zur andern, während die Oxydationsluft die Treppen an den schmalen Seiten im Mäanderlauf umzieht. Die Arbeit in diesem Ofen soll bequemer sein als im Gerstenhöfer'schen.

Diese Oefen, für Schwefelkiese oder kupferhaltige Kiese behuf Nutzung der schwefligen Säure zur Schwefelsäurebereitung in Anwendung (z. B. versuchsweise in Oker, bislang ohne bestimmten Erfolg), werden entweder mit Muffelröstofen oder mit belgischen Rostherden (S. 147) verbunden (Fig. 85). *A* Trichter zur Aufnahme des Erzes, welches auf den Platten *a* bis *g* nach unten gleitet und durch Drehen einer Walze *h* continuirlich ins Fördergefäss geschafft wird. Die Röstgase ziehen gemeinschaftlich mit denen aus den Rostherden *B* durch die Röhre *D* zur Schwefelsäurekammer.

Fig. 85.

Eine chlorirende Röstung läst sich in dem Ofen wohl nur schwierig ausführen, weil das Material auf den Rutschflächen kleben bleibt. Aehnlich werden sich bleiische Erze verhalten, während Schwefelkiese und kiesige Kupfererze diese Uebelstände weniger zeigen, Zinkblende aber eine hohe Rösttemperatur erfordert.

Stetefeldt's Röstofen.

c) Röstofen von Stetefeldt.[2]) (Fig. 86. 87.) *A* Ofenschacht, unten 1.569, oben 0.941 M. weit und im Ganzen 8.786 M. hoch. Das Erz wird durch eine aus zwei sich über einander reibenden Sieben bestehende Futtermaschine in höchst feinvertheiltem Zustande in dem Ofenschacht herabfallen gelassen, wobei die Röstung momentan erfolgt, indem durch zwei Gasfeuerungen *D* die hinreichende Temperatur erhalten wird. *B* Ausziehöffnung. Der in den Canal *C* und von da in Kammern gelangende Flugstaub wird durch die Gasfeuerung *D* nochmals einer Rösttemperatur ausgesetzt. *F* Oeffnungen zum Ausräumen des Flugstaubes. Wegen

1) B. u. h. Ztg. 1871, S. 182. 2) Citate S. 21. Kustel, Roasting of Gold and Silver Ores, London. San Francisco Scientific Press 1871, Vol. 25, No. 12 u. 13.

der fehlenden Träger ist die Röstung bequemer zu leiten, als im Gerstenhöfer'schen Ofen und die Röstung erfolgt vollständiger wegen der sehr feinen Ver-

Fig. 86. Fig. 87.

theilung des Erzes, der steten Feuerung und der Nachröstung des Flugstaubes, dagegen aber wird die schweflige Säure für die Schwefelsäurebereitung untauglich. Ursprünglich für chlorirende Röstung von für die Amalgamation bestimmten Silbererzen in Nordamerika (wohl unter Zusatz von Schwefel) mit dem besten Erfolge angewandt, eignet sich der Ofen auch für oxydirende Röstungen und sollen sich auch Zinkblende und bleiische Erze in demselben gut verarbeiten lassen. Man hat in Amerika mehrfache Modificationen dieses Ofens gemacht. So haben z. B. Garrish und Hinkle[1]) unter dem Stetefeldt'schen Röstschachtofen einen Gebläseschmelzofen angebracht, in welchen das Röstgut aus ersterem gleich hineinfällt, während andere Zuschläge seitlich zugeführt werden. Der durch eine Feuerung noch besonders geröstete Flugstaub gelangt durch einen horizontalen Canal in einen zweiten Schacht, in welchem er durch herabtröpfelndes Wasser zum Absetzen gebracht wird. — Der Ofen von Bankart[2]) hat in zwei verschiedenen Niveaus je 3 Feuerungen und an den Innenwänden Vorsprünge, welche das gerade Aufsteigen der Flamme verhindern sollen. — Akin's Ofen[3]), in dessen mit Feuerungen versehenen Schacht das Erz mittelst eines Ventilators eingeblasen wird, hat auf der Sohle, sowie in dem den Flugstaub abführenden Canal Kippherde, auf denen das Material noch weiter bei besonderer Feuerung fortröstet. Nach beendigter Röstung fallen die Erze beim Kippen der Herde in einen Raum darunter.

d) Ofen von Whelply und Storer.[4]) Erz und Brennmaterial werden in Staubform mittelst eines Ventilators von oben in einen glühenden Schachtofen eingeblasen. Da beide Ströme, Erzstaub und durch Verbrennung erzeugtes Gas, denselben Weg nehmen, so arbeitet dieser Ofen, der Vorläufer der vorhergehenden, unvollkommener als diese, in welchen Staub- und Gasstrom einander entgegentreten.

1) San Francisco Scientific Press 1871, Vol. 22, No. 17. B. u. h. Ztg. 1871, S. 303. 2) B. u. h. Ztg. 1871, S. 316. 3) B. u. h. Ztg. 1871. 4) Citate S. 21.

Anwendbarkeit.

71. Zugschmelzöfen. Derartige Oefen, atmosphärische genannt, können unter gewissen lokalen Verhältnissen, indem sie ein Gebläse entbehrlich machen, ökonomische Vortheile gewähren und sind unter Anderem angewandt zum Verschmelzen oxydischer Bleierze seit 1847 in Spanien[1]) (Hornos de gran Tiro, Pavos), von Kupfererzen in Bouc[2]) und im Innern Afrika's[3]), aber auch zum Umschmelzen des Roheisens (Zintgraff's[4]) und Heaton's Zugcupoloöfen[5]), wobei der Zug zuweilen durch einen Dampfstrahl (Woodward's Dampfcupoloofen[6]) oder einen heissen Gebläseluftstrom (Canham's Ofen[7]) im Schornstein belebt wird.

Beispiel. Spanischer Bleiofen (Fig. 88). *A* Gemauerter Rost. *B* Ofenschacht, vom

Span. Bleiofen.

Fig. 88.

tiefsten Punkte des Herdes bis zum Boden der Chargiröffnung 1.70 M. hoch, Höhe der letzteren über dem Formmittel 1.30 M., Weite in der Formgegend 1.20 M., am weitesten Theil an der Chargiröffnung 1.40 M. *C* sechs viereckige Pfeiler. *E* sechs

1) B. u. h. Ztg. 1862, S. 63. 2) Ebend. 1859, S. 242. 3) Ebend. 1863, S. 63. 4) Ebend. 1845, S. 49. 5) Ebend. 1870, S. 158. 6) Ebend. 1866, S. 44, 126. Polyt. Centr. 1871, S. 1257. 7) B. u. h. Ztg. 1867, S. 36.

Düsen. *F* Räumöffnungen zur Entfernung von Ansätzen. *G* Chargiröffnung. *H* Beschickungsboden. *K* Schlackentrifft. *Q* Stechherd. *J* eiserne Anker. *k* Verankerungsringe. *p* Eisenplatte. Bei rascherem, aber unregelmässigerem Gange und grösserer Production erfordern diese Oefen im Vergleich zu Gebläseöfen mehr Brennstoff und geben eine stärkere Metallverflüchtigung, gestatten aber unter gewissen Verhältnissen eine Ersparung an Schmelzkosten.

Heaton's Ofen zum Umschmelzen von Roheisen für das Bessemern soll im Bezug auf Abbrand und Brennstoffconsum zu wünschen übrig lassen. Heaton's Cupoloofen.

II. Gebläseschachtöfen.

72. Allgemeines. Da die Intensität der Wärme hauptsächlich mit von der Menge Brennmaterial abhängt, welche man in einer Zeiteinheit verbrennt (S. 52), so ist man im Stande in diesen Oefen durch Einleiten gewisser Mengen stark gepresster Luft die in einer solchen Einheit zu verbrennende Brennstoffmenge möglichst zu erhöhen und die höchsten Temperaturen zu erzielen, wie sie überall bei Schmelzprocessen erforderlich sind. Gleichzeitig wird die Hitze bei der unmittelbaren Berührung von Erz und Brennmaterial vollständiger ausgenutzt, als in Herd-, Flamm- und Gefässöfen; aber trotzdem ist der Wärmeverlust immer noch gross genug. Von allen versuchten Mitteln, die Intensität der Hitze vor den Formen zu steigern (Einblasen von Kohlenstaub, Einführen eines Gemenge von Kohlenoxydgas oder von Gichtgasen und Luft u. A.), hat sich bislang nur die Erhitzung der Gebläseluft bewährt. Ohne Zweifel wird die Anwendung sauerstoffreicher Luft[1]), wenn sie billig genug hergestellt werden kann, von wesentlichem Erfolg sein, vielleicht auch Schinz' Stickstoffelimination.[2])

Wirkungsweise.

Wärmeverluste.

Die vor den Formen durch Verbrennen des Kohlenstoffs zu Kohlensäure und Kohlenoxyd erzeugte Wärme wird absorbirt:

Wärmeverwendung u. Verluste.

a) durch Umwandlung der Kohlensäure beim Aufsteigen in der glühenden Kohlensäule in Kohlenoxydgas (S. 52).

Es geht dabei so viel Wärme verloren, als die entstandene Menge Kohlenoxydgas durch Verbrennung zu Kohlensäure erzeugen würde, denn für gleiche Kohlenstoffmengen ist die erzeugte Wärmemenge dieselbe, mag sie gleich durch sofortige Verbrennung des Kohlenstoffs zu Kohlensäure oder erst zu Kohlenoxyd und dann zu Kohlensäure entstehen. Nach S. 52 erzeugt zu Kohlensäure in der Luft verbrennender Kohlenstoff eine Temperatur von 2458°, wenn zu Kohlenoxydgas 1310°, die Differenz von 1148° ergiebt die Temperaturerniedrigung. Oder es giebt nach Schinz[3]) Kohlenstoff beim Verbrennen zu Kohlensäure 8080 Wärmeeinheiten, wovon durch die Vergasung desselben 3297 W.-E. latent bleiben; bei der Verbrennung zu Kohlenoxyd 2473 W.-E., wovon ebenfalls 3297 W.-E. latent bleiben. Da nun durch die Reduction der Kohlensäure zu Kohlenoxydgas ebenso viel W.-E. verloren gehen, als die Differenz zwischen dieser und der Wärmemenge beträgt, welche beim Verbrennen des Kohlenstoffs zu Kohlenoxyd entwickelt wird, so werden (8080—2473) — 2473 = 3134 W.-E. gebunden. Aus angeführten Gründen (S. 52) geben Cokes höhere Temperaturen als Holzkohlen.

b) Durch Bindung von Wärme abseiten der Schmelzproducte, je nach deren latenter Wärme verschieden.

Nach Schinz kommen z. B. beim Eisenhohofenbetrieb nachstehende Zahlen für latente Wärmen in Rechnung: graues Roheisen 175 W.-E., weisses 139 W.-E., Hohofenschlacken 46 W.-E. Nach Boulanger und Dulait[4]) wird Wärme von

1) B. u. h. Ztg. 1871, S. 132. 2) B. u. h. Ztg. 1869, S. 24. 3) Schinz, Documente, betr. den Eisenhohofen. 1868. Ergänzungen dazu in Dingl. Bd. 201, 202. 4) B. u. h. Ztg. 1862, S. 390. Preuss. Ztschr. 11, 304.

Roheisen und Schlacken in dem Verhältniss von 1 : 1.4 absorbirt, woraus hervorgeht, dass die nach oben gelangende Wärme um so geringer ist, je mehr Schlacke erfolgt.

c) Durch chemische Veränderung der Schmelzmaterialien. Diese kann z. B. beim Eisenhohofenbetrieb bestehen

α) In einer Reduction des Eisenerzes oder anderer sauerstoffhaltiger Substanzen (Kohlensäure, Phosphorsäure, Manganoxyde u. s. w.).

Bei der Reduction dieser Stoffe durch Kohlenoxydgas wird im Wesentlichen weder Wärme absorbirt noch entwickelt (nach Schinz werden 33642 W.-E. entwickelt und 32972 W.-E. wieder absorbirt); bei der Reduction durch festen Kohlenstoff aber (z. B. der Eisensilicate, Eisenfrischschlacken, bei Ueberführung des Rohganges in Gaargang, wo die entstandenen eisenoxydulreichen Schlacken reducirt werden müssen) wird viel Wärme gebunden (nach Schinz werden für jedes Aequivalent Sauerstoff 14838 W-.E. entwickelt und durch Reduction 32972 W.-E. verbraucht, also 18134 W.-E. verloren).

Vor der Form verbrennendes Eisen [1]), Mangan und Silicium erzeugen Wärme; nach Jordan [2]) entwickelt 1 Gewichtseinheit Silicium beim Verbrennen zu Kieselsäure 6382.4 W.-E., 1 Gew. Eisen oder Mangan beim Verbrennen zu Oxydul 1268 W.-E., für den Bessemerprocess wichtige Thatsachen.

β) In der Reduction der Kohlensäure durch festen Kohlenstoff zu Kohlenoxyd, welche sich bei der Desoxydation der Erze u. s. w. gebildet hat.

Nach Schinz werden 5607 W.-E. durch Reduction verbraucht, 2473 W.-E. durch Verbrennung zu Kohlenoxydgas erzeugt, also 3134 W.-E. gehen verloren.

γ) In der Zersetzung des Wasserdampfes der Gebläseluft durch Kohle (S. 42).

9 Gwthle. Wasserdampf erfordern zur Zerlegung 34462 W.-E. und geben durch Kohlenoxydgasbildung 14838 W.-E., so dass 19624 W.-E. verloren gehen.

δ) In der Verkohlung roher Brennmaterialien.

Diese absorbiren beim Verkohlen um so mehr Wärme, je gasreicher sie sind, geben aber an brennbaren Bestandtheilen reichere Gichtgase. Der dadurch erzeugte Wärmeaufwand im Ofen vergrössert sich bei Vermehrung der Brennmaterialmenge und man kann dem Wärmeverlust beim Eisenhohofenbetriebe z. B. nur durch Anwendung gerösteter Erze und gebrannten Kalkes, sowie durch Erhöhung der Production, also weiter Ofengestelle und hinreichender Windmenge entgegenwirken. Je mehr Gase sich aus dem Brennmaterial (auch aus Zuschlägen und Erz) entwickeln, desto weiter muss die Gicht behuf Erzielung einer gleichmässigen Geschwindigkeit und Spannung der Gase sein (daher bei rohen Brennstoffen weitere Gichten, als bei verkohlten). Bei der im Hohofen stattfindenden sehr langsamen Verkohlung roher Brennstoffe steigt das Kohlenausbringen und die Kohle wird dichter und schwerer verbrennlich, als wenn sie besonders verkohlt worden. Durch starkes Schwinden (Holz, Torf), Aufblähen (Backkohlen), Entstehung zerbröckelnder Kohle (Kohlen aus Torf, Braunkohlen) können grosse Störungen im Ofengange herbeigeführt werden, weshalb man rohe Brennmaterialien meist nur bis zu einer gewissen Maximalgrenze (Holz) oder bei bestimmter Beschaffenheit (magere, wenig Gase entwickelnde Steinkohlen beim Eisenhohofenbetrieb, in Tarnowitzer Bleiöfen früher, keine Backkohlen) verwenden darf. Nach Erbreich beträgt die zur Austreibung jeder Gewichtseinheit Steinkohlengas aus rohen Steinkohlen nöthige Wärme 2514 W.-E. Man hat neuerdings Eisenhohöfen construirt, in deren oberem Theil die Vercokung roher Brennstoffe durch die Gichtflamme geschieht (Oefen von Ferrie [3]) und Brown [4]).

ε) In der Austreibung von Kohlensäure und Wasser aus den Zuschlägen und Erzen, sowie von hygroskopischem Wasser.

---

1) Kerl, Met. 3, 294. 3) Revue univers. 27, 360. Oest. Ztschr. 1870, No. 17. 3) Dingl. 201, 108. B. u. h. Ztg. 1871, S. 390. 4) Dingl. 201, 114. B. u. h. Ztg. 1871, S. 340.

Nach Schinz beträgt die zur Trennung der Kohlensäure vom Kalke erforderliche Wärme oder die Verbindungswärme beider 263 und 251 W.-E. für die Gewichtseinheit Kohlensäure. Latente Wärme des Wasserdampfes 536.7 W.-E. Es empfiehlt sich danach die Anwendung gerösteter Erze und gebrannten Kalkes [1]); im Gegensatz zu rohen Brennstoffen lässt sich die durch Anwendung roher Erze und Zuschläge bewirkte Abkühlung durch Vermehrung der Brennstoffmenge ausgleichen.

d) Durch Vorwärmen der Schmelzmaterialien. Je langsamer die hinreichend heissen Gase im Ofen aufsteigen, worauf Windpressung und Erweiterung oder Verengerung des Ofens nach oben hin hauptsächlich Einfluss haben, oder je länger die Gase mit der Beschickung in Berührung bleiben, um so besser findet die Vorwärmung derselben statt, damit die Ausnutzung der Wärme, und um so höher bleibt die Temperatur im Schmelzraum. Je geringer die Wärmecapacität der Schmelzmaterialien, um so besser vorerhitzt gelangen sie in den Schmelzraum und je leichter schmelzen sie.

Wärmecapacität von Eisen 0.114, Stahl 0.118, Eisenoxyd 0.165, Eisenoxydulоxyd 0.168, Quarz 0.188, Feldspath 0.191; Asche von Brennmaterialien 0.200, Cokes 0.201, Holzkohle 0.242. Durch Vorwärmung eines Brennmaterials erhöht sich nach Percy [2]) die Verbrennungstemperatur um den entsprechenden Theil des Productes aus Temperatur der Vorwärmung und specifischer Wärme des verbrennenden Körpers.

e) Von den Ofenwänden, namentlich vom Gestell und zwar um so weniger, je mehr sich dasselbe dem Kreise nähert und je grösser der Durchmesser.

f) Durch die Gichtgase, welche bei einem variablen Gehalt an Kohlenoxyd zur Wärmeausnutzung noch anderweitig zu verwenden sind.

Nach Bunsen [3]) gehen in Eisenhohöfen durch Kohlenoxydgasbildung 49.55 Proc. und sonst noch 25.4 Proc. Wärme verloren, in Kupferschieferöfen resp. 41.2 und 8.8 Proc. Von den Wärmeverlusten in den Apparaten zum Umschmelzen des Roheisens war bereits (S. 50) die Rede.

Schinz [4]) hat Formeln und Werthe der Factoren mitgetheilt, welche bei der analytischen und synthetischen Berechnung des Eisenhohofenbetriebes vorkommen: unter anderen die spec. Wärme der Gase, Brennstoffe und Schmelzmaterialien, die Gewichte von 1 Cbkm. der Gase, auf den Gebläsewind bezügliche Daten u. A.

Brennmaterial.

Als Brennmaterialien wendet man meistens verkohlte oder kohlenstoffreiche rohe an, weil kohlenstoffärmere rohe (Holz, Torf) beim Verkohlen im Ofen selbst viel Wärme bilden, diesen abkühlen und durch Volumveränderungen (Schwinden, Aufblähen) Unregelmässigkeiten im Ofengange herbeiführen (S. 160).

Gasförmige Brennmaterialien sind bislang nicht bewährt gefunden.

Wirkungsweise der Oefen.

In den Schmelzöfen soll entweder nur die erzeugte Wärme zur Wirkung kommen (Schmelzen des Bleiglanzes mit Eisen, Silberrohарbeit, Umschmelzen des Roheisens) und dann empfiehlt es sich, die Bildung von Kohlenoxydgas aus der vor den Formen erzeugten Kohlensäure möglichst zu verhindern (Anwendung von dichtem Brennmaterial und heisser, stark gepresster Gebläseluft) oder es soll gleichzeitig eine reducirende Wirkung durch Kohlenoxydgas ausgeübt werden. Diese wird begünstigt durch Einbringen von Brennmaterial und Erz in hori-

1) B. u. h. Ztg. 1851, S. 201; 1853, S. 377, 745; 1862, S. 413. 2) Percy-Wedding's Eisenhüttenkunde. 2. Abschn. S. 204. 3) Pogg. Ann. 46, 193. 4) Dingl. 202, 43.

zontalen Schichten, statt in verticalen Säulen, und durch Anwendung von poröserem Brennmaterial, kalter, schwächer gepresster Gebläseluft und höheren Oefen; beim Chargiren in verticalen Säulen, wobei die Beschickung an die Hinterwand, das Brennmaterial an die Vorderwand kommt, durch starke Neigung dieser beiden Ofenwände, gröbere Erzstücke und feinere Brennstoffstücke u. A. vermindert sich die Reduction.

Schattenseiten der Schachtöfen.

Als Uebelstände beim Schachtofenbetrieb sind zu bezeichnen: ein dunkler, unübersichtlicher Betrieb, grosser Wärmeverlust durch Gasbildung, Nothwendigkeit einer kostspieligen Gebläsevorrichtung und meist verkohlten Brennmaterials, sowie zuweilen schädliche Einwirkung der Asche des letzteren auf das Schmelzproduct.

Wesentliche Momente b. Schachtofenbetrieb.

Bei den Gebläseschachtöfen kommen besonders in Rücksicht:

73. Gestalt der Oefen. Sowohl die innere als auch die äussere Gestalt können variiren.

Innengestalt.

1) Innere Gestalt und Weite. Erstere, je nach Lokalgewohnheiten bald von der einfachsten, bald von der complicirtesten Form, übt einen wesentlichen Einfluss auf Brennmaterialverbrauch, Ausbringen, Qualität der Producte und Durchsetzquantum.

Prismat. Querschn.

a) Oefen mit prismatischem Querschnitt und geraden Wänden (Fig. 93, 94) sind noch häufig, namentlich bei geringer Höhe, in Anwendung (Stolberg, Unterharzer Blei- und Kupferhütten, Ungarische Hütten u. s. w.) wegen einfacher und billiger Herstellung, indem keine besonders geformten Steine erforderlich sind, wie zu runden oder elliptischen Oefen. Durch die lockere Lage der Masse an den geraden Wänden wird das Entweichen von Metalldämpfen und heissen Gasen begünstigt. Neuerdings wendet man auch Oefen mit cylindrischem Querschnitt, an welchem sich die Formen gleichmässig vertheilen lassen, mit Vortheil an [1]) (neuere Pilz'sche Oefen in Freiberg, Castilianische Oefen in Pontgibaud, Pise, Biasche-St.-Vaast u. s. w.).

Verengerung nach oben.

b) Oefen mit Verengerung nach oben. Die natürlichste und auch häufig angewandte innere Schachtgestalt ist die Tonnenform. Durch die Erweiterung des Schachtes von den Formen ab erhalten sowohl die aufsteigenden Gase, als auch die herabrückenden Schmelzmaterialien geringere Geschwindigkeit und in Folge dessen findet die Einwirkung beider auf einander vollständiger statt. Durch die Verengerung des Schachtes nach oben wird dann zwar die Wärme durch vollständigeres Eindringen der aufsteigenden Gase in die Schmelzsäule einerseits besser und gleichmässiger ausgenutzt, aber andererseits auch die Geschwindigkeit der ausziehenden Gase beschleunigt, dadurch Wärmeverlust und vermehrte Flugstaubbildung herbeigeführt. Pulverförmige Substanzen erhalten zwar, indem sie sich beim Niedergehen im Ofen immer mehr ausbreiten, eine erwünschte Auflockerung, aber es tritt auch leicht ein Kippen der Erz- und Brennmaterialschichten und ein Voreilen der Erze ein. Je nachdem der Schmelzraum nach unten hin enger oder weiter ist, findet in Folge der davon abhängigen Temperatur ein mehr oder weniger vollständiges Ausschmelzen der Massen statt.

---

1) B. u. h. Ztg. 1869, S. 175.

Das Extrem einer solchen Construction ist die Vogl'sche Construction für Bleiöfen [1]) mit weitem Gestell, dann jäh ansteigender Vorderwand, an welcher die aufsteigenden Dämpfe zurückprallen, und Zusammenziehung des Ofens nach oben in einen engen Schlauch, in welchem sich Dämpfe und Flugstaub verdichten sollen. Dieser Construction nähern sich viele Bleiöfen (Joachimsthal, Freiberg Fig. 96b, Ems, Oberharz u. s. w.). Bei sehr strengflüssigen Geschicken kommt auch eine den Eisenhohöfen ähnliche Construction mit nach oben und nach unten zusammengezogenem Schacht in Anwendung (Mansfelder Kupferschieferöfen). Die Weite des Schachtes im Schmelzraum gewährt einen wesentlichen Factor für das Durchsetzquantum und den Metallgehalt der erzielten Producte, namentlich der Schlacken und Leche. Während man früher meist durch einen weiteren Schmelzraum das Ofengemäuer möglichst zu schonen trachtete, dabei aber minder hohe Temperaturen erzielte, so sucht man jetzt vielfach durch Verengerung des Gestelles eine Temperatursteigerung und dadurch ärmere Abfälle (Schlacken) zu erzielen und dann das Ofengemäuer vor dem Ausfressen durch Wasserformen und Kühlkästen zu schützen. Das Extrem einer solchen Kühlung zeigt der S. 138 erwähnte Ofen von Pise.

Vogl'sche Construction.

c) Oefen mit nach oben erweitertem Schacht. Einen derartigen Ofen von rundem Querschnitt empfahl zuerst Truran [2]) behuf besserer Ausnutzung der Wärme zum Eisenerzschmelzen. Alger [3]) wendete zu gleichem Zwecke und zur Vergrösserung der Production einen Ofen mit elliptischem Querschnitt und einer Reihe sich einander gegenüber stehender Formen in den beiden langen Ofenwänden an, ohne jedoch den Ofen nach oben zu erweitern. Auch Abt [4]) empfahl eine elliptische Ofenform. Raschette [5]) gab dem Ofen den einfachern Querschnitt eines Rechteckes, legte auf jede der beiden langen Seiten eine grössere Anzahl Formen wechselständig einander gegenüber (eine wesentliche Verbesserung dem Alger'schen Ofen gegenüber) und brachte unter dem Sohlstein eine mit den Zügen im Rauhgemäuer in Verbindung stehende Feuerung an, um mit dem Aufbau des Ofens nicht an die Jahreszeit gebunden zu sein.

Erweiterung nach oben.

Aeltere Constructionen.

Raschetteofen.

Ursprünglich für alle Erze (daher Universalofen) bestimmt, ist diese Construction für Eisenerze im Ural [6]), nicht aber in Deutschland [7]) bewährt gefunden, aber mit mehr oder weniger günstigem Erfolge hinsichtlich der Grösse der Production, des langsameren Ausziehens der Gase, der Verminderung der Ofenbruchbildung und von Flugstaub und bei passendem Gestellquerschnitt des vollkommeneren Ausschmelzens u. s. w. mehrfach beim Verhütten der Bleierze (Oberharz [8]), Ems [9]) und Kupfererze (Ural [10]), Saalfeld [11]), Mansfeld [12]), Elbuferkupferwerk [13]), Fahlun [14]), Mühlbach [15]) in Anwendung gekommen. Für Eisenerze, welche zur Vorbereitung eine höhere Temperatur erfordern, ist die Ofenform weniger günstig und nur für Erze anwendbar, welche einer solchen nicht bedürfen (gerösteter Spatheisenstein, lockerer Magneteisenstein) und dann bei erhöhtem Ofen. Die neuen Raschette-Skinder'schen Kupferöfen [16]) am Ural sind bei elliptischem Querschnitt nach oben etwas zusammengezogen.

---

1) B. u. h. Ztg. 1855, S. 1, 243. 2) B. u. h. Ztg. 1857, S. 6. 3) B. u. h. Ztg. 1859, S. 156; 1860, S. 143, 216; 1870, S. 81. 4) Ebend. 1860, S. 104. 5) Ebend. 1862, S. 392; 1863, S. 156, 309, 426; 1864, S. 75, 203, 211. Oest. Ztschr. 1867, No. 8. 6) B. u. h. Ztg. 1862, S. 266; 1863, S. 270; 1871, S. 412. 7) Ebend. 1864, S. 111, 179, 209, 343; 1865, S. 20; 1867, S. 296; 1870, S. 74. 8) Ebend. 1864, S. 179, 235, 349; 1865, S. 19; 1866, S. 152, 331; 1867, S. 42, 60, 69, 323; 1870, S. 75; 1871, S. 27, 101. 9) Ebend. 1866, S. 12. 10) Ebend. 1862, S. 265; 1863, S. 156; 1865, S. 212; 1871, S. 57. 11) Ebend. 1863, S. 389. 12) Ebend. 1866, S. 75. 13) Ebend. 1866, S. 202. 14) Ebend. 1867, S. 274, 282; 1868, S. 178. 15) Oest. Ztschr. 1871, No. 22. 16) B. u. h. Ztg. 1871, S. 57, 412.

Beispiel. Der Oberharzer Raschetteofen hat nachstehende Einrichtung (Fig. 89. 90): *A* Ofenschacht, 6.276 M. hoch, 2.301 M. lang, oben 1.491 und unten 0.941 M. breit. *a* und *b* Canäle im Sohlstein *c*, welcher 0.628 M. dick, 0.131 M. Ansteigen hat und mit einer Thonschiefer- und Gestübbesohle überkleidet ist. *d* Vorherde, 1.569 M. lang, durch Herdbleche gebildet und mit Gestübbe, darin die Verlängerung des Ofensumpfes, versehen. *e* Vorwand 0.628 M. breit. *f* fünf Formen an jeder Seite, wechselständig mit 0.131 M. Ansteigen und terrassenförmig nach der Mitte zu über einander liegend. Höhe der einzelnen Formen über dem Herdblech: 379, 418, 451, 432 und 412 Mm. Neuerdings hat man auch in jede der schmalen Seiten eine Form gelegt. Mittel zwischen 2 Formen 418 Mm. *i* Rauchcanal zwischen Rauchmantel *h* und Schachtgemäuer *t* zur Abführung des Rauches aus dem Herd. Die Wasserformen entlassen ihr erwärmtes Wasser in Kühlkästen unterhalb der Formen an den langen Ofenseiten.

Fig. 89.

Runde Oefen, nach oben erweitert.

Fig. 90.

Die oblongen Raschetteöfen sind in Concurrenz getreten mit runden oder achteckigen nach oben sich erweiternden Oefen und Formvertheilung nach dem Sefström'schen Princip, auf dem Oberharze [1]) mit 3 und 4 Wasserformen (Kast'scher Ofen), dann in Freiberg [2]) (Pilz'scher Ofen), Pribram [3]), Braubach [4]), Oberharz [5]), Mühlbach [6]) u. A. mit 7 und 8 Wasserformen; diese haben unter sonst gleichen Umständen bei grösserer Leistungsfähigkeit und geringeren Bau-, Zustellungs- und Reparaturkosten eine minder schwierige Ofenführung gezeigt (Mühlbach, Freiberg).

Pilz'scher Ofen.

Der Pilz'sche Bleiofen (Fig. 91) hat in seiner älteren 8eckigen Construction einen 6.276 M. hohen, oben 2.354 und unten 1.412 M. weiten Schacht *A*. *B* in die Gicht eingehängter Cylinder, 0.941 M. hoch und 1.935 M. weit. *C* Chargirtrichter. *D* Glocke, 0.785 M. hoch und nach

1) B. u. h. Ztg. 1869, S. 175; 1871, S. 101. 2) Ebend. 1869, S. 69, 185, 174, 371; 1871, S. 101. 3) Ebend. 1870, S. 416. 4) B. u. h. Ztg. 1869, S. 69. 5) B. u. h. Ztg. 1871, S. 101. Preuss. Ztschr. Bd. 19, Taf. 7. 6) Oest. Ztschr. 1871, No. 22. B. u. h. Ztg. 1871, S. 284.

oben aufzuziehen. *a* Rauchabführungscanal, 0.471 M. weit, welcher, damit keine Gasexplosionen entstehen, hinreichend geräumig sein muss und gleich am Anfang im Boden einen mit Schieber versehenen Trichter *t* zur Aufnahme von Flugstaub enthalten kann. *b* Kernschacht, 0.314 M. dick und mit Eisenblech umgeben. *c* Wasserformen, von 78 Mm. Durchmesser. *d* Düsen. *e* Windleitungsrohr. *f* Tiegel in Gestübbe. *h* Lehmsohle. *i* Schlackensohle. *k* zwei Schlackenrinnen. *l* Stichcanal. *m* drei Stechherde für Werkblei und Stein. *n* Schlackentopf, mittelst eines in dessen Zapfen eingreifenden Wagens zu transportiren. Der Blechmantel ist durch ein combinirtes Hänge- und Tragwerk unterstützt und ruht auf 8 gusseisernen Säulen, so dass das Gestell freisteht. Neuerdings hat man den Oefen in Freiberg einen vollständig cylindrischen Schacht gegeben von 1.726 M. Weite und nur 3.844 M. Höhe von den Formen bis zur Gicht; dieselben sollen mehr durchsetzen.

Fig. 91.

Es scheint dieser Pilz'sche Ofen der Zukunftsofen für den Metallhütten - Betrieb werden zu sollen, da er vor allen anderen Constructionen folgende Vortheile bietet: derselbe nimmt wenig Raum ein, steht isolirt, ist deshalb von allen Seiten zugängig, lässt sich leicht überwachen und repariren, die Bleidämpfe lassen sich bequem abführen, es bilden sich wenig Ofenbrüche und Rauch, das Brennmaterial wird vortheilhaft ausgenutzt, die Production und das Ausbringen sind gross. Neuerdings hat man durch Zustellung desselben als Spurofen mit einem Auge[1]) die Ansatzbildung im Herd vermindert und dadurch die Dauer der Schmelzcampagne bei gleichzeitiger Vergrösserung der Production und Erzielung ärmerer Schlacken erhöht.

Der nach Pilz'schem System erbaute Kupferofen[2]) der Mitterberger Gesellschaft zu Mühlbach im Salzburgschen wird im Gestell oberhalb der Formen durch eingelassene gusseiserne Kühlrohre und unter den Formen durch die gusseiserne Wasserrinne gekühlt, in welche Form- und Kühlwasser von oben eintreten. Von den 5 schmiedeeisernen Wasserformen kreuzen sich die 3 rückwärtsstehenden in der Mitte, die beiden anderen stehen 3 Zoll vom Formmittel vor, um den Stich reiner halten und die Windpressung besser ausnutzen zu können. Der 9.4 M. hohe 6förmige Mansfelder Tiegelofen[3]) hat einen Jacobis'chen Chargirapparat (S. 108).

Aussengestalt.

2) Aeussere Gestalt der Oefen. Während man früher die Oefen auf Metallhütten namentlich den Herdraum zum Zusammenhalten der Wärme mit starken Mauern umgab, dabei aber ein schnel-

1) B. u. h. Ztg. 1871, S. 315. 2) Ebend. 1871, S. 284. 3) Ebend. 1869, S. 433.

les Wegfressen der Herdwände nicht zu vermeiden vermochte, so nähert man sich bei neueren Constructionen denen der schottischen Eisenhohöfen mit Blechmantel und freistehendem Gestell bei passender Kühlung des letzteren (Pilz'scher Ofen) und erreicht dadurch, wohl ohne Brennstoffersparung, eine längere Ofendauer, leichtere Zugängigkeit zum Ofen, Raumersparniss u. A. Der Ofen von Pise ist theilweise aus Eisen construirt (S. 138).

Einflüsse darauf.

74. Ofenhöhe. Mit der Höhe der Oefen steigt die Ausnutzbarkeit der Wärme und die reducirende Wirkung des gebildeten Kohlenoxydgases (Eisenhohöfen), während die Metallverflüchtigung abnimmt (Oberharzer Glättefrischöfen). Für die Verminderung der Höhe können aber sprechen: ein leicht zerreibliches oder zerdrückbares oder zerspringendes Brennmaterial (Cokes lassen z. B. höhere Oefen zu als Holzkohlen), die Schädlichkeit einer zu kräftigen Reduction von oxydirtem Eisen, welches verschlackt werden soll (Mansfelder, Oberharzer und Okersche Kupfererzschmelzöfen), oder von Bleioxyd, welches Schwefelblei zersetzen soll (niedrige spanische Bleiöfen), und starke Ofenbruchbildung bei zinkischen Erzen (Oker). Niedrigere Oefen sind billiger herzustellen und bei eintretenden Versetzungen kommen Veränderungen in der Beschickung rascher im Herde zur Wirkung, sie lassen sich beim Ausblasen schneller ausräumen und rascher wieder zustellen u. A. Erze in Schliegform erfordern behuf der nothwendigen Vorbereitung höhere Oefen als solche in Stückform (frühere Erz- und Schliegöfen zu Tarnowitz). Behuf der möglichst vollständigen Ausnutzung des Brennmaterials und der Erhöhung des Ausbringens macht man die Oefen in der Regel so hoch, als es die bezeichneten Umstände irgend gestatten. Auf die Grösse der Production hat die Höhe weit weniger Einfluss als die Weite, kommt aber immer mit zur Geltung, indem dieses oder jenes Schmelzgut einen gewissen Aufenthalt, bevor es vor die Formen kommt, zu seiner Vorbereitung im Ofenschachte bedarf. Man classificirt die Oefen, ohne jedoch eine ganz scharfe Grenze dabei inne zu halten, gewöhnlich in Krummöfen von 1.3 bis 2.2 M., Halbhohöfen von 2.2 bis 4.4 M. und Hohöfen von über 4.4 M. Höhe. Es giebt Eisenhohöfen[1]) bis 32 M. und mehr hoch.

Zweck.

75. Zumachen oder Zustellen der Oefen. Hierunter versteht man die Ueberkleidung des vom Maurer fertig gestellten Ofens an der Sohle mit feuerfesten losen Massen und das Schliessen der Vorwand. Der Sohlstein und die unteren Theile der Herdwände erhalten zum Schutz gegen corrodirende und abkühlende Wirkung entweder drei Ueberkleidungen, eine Schlackensohle (zur Ableitung der Feuchtigkeit) zu unterst, darauf eine Lehm- und dann eine Gestübbesohle (Fig. 95), oder eine der beiden erstern bleibt weg (Fig. 93) oder man schmilzt, wenn corrodirende Wirkungen weniger zu fürchten sind und die Erzeugung hoher Temperaturen im Schmelzraum einem Erstarren der Massen entgegenwirkt, direct auf dem Sohlstein (Eisenerze, Kupferschiefer (Fig. 92), Zinnerze).

Zumachmethoden.

Je nachdem man das Gestübbe auf der Ofensohle so aufstampft, dass die vor der Form herabgehenden geschmolzenen Massen in einer Ver-

1) B. u. h. Ztg. 1867, S. 204, 296; 1871, S. 292.

tiefung (Tiegel, Sumpf) ganz innerhalb oder ausserhalb oder gleichzeitig ausser- und innerhalb des Ofenherdes sich ansammeln, unterscheidet man:

Tiegelöfen.

a) Tiegelöfen, mit dem Sumpf oder Tiegel ganz innerhalb des Herdes, in welchen ersteren entweder nur am tiefsten Punkte ein Stichcanal zum Ablassen sämmtlicher geschmolzener Massen einmündet (Tiegelofen mit geschlossener Brust, Stichtiegelofen, wie manche Blauöfen), oder häufiger fliesst die Schlacke wie beim Pilzschen Ofen (Fig. 91 S. 165) durch ein Auge *k* oberhalb des Tiegels auf die Schlackentrifft oder in einen Schlackentopf *n* und die specifisch schwereren Producte werden durch den Stich *l* von Zeit zu Zeit in den Stechherd abgelassen (Tiegelofen mit offner Brust).

Anwendbarkeit.

Eine derartige Zustellung gestattet bei guter Ausnutzung des Brennmaterials eine möglichst vollkommene Separation der flüssigen Producte wegen der im weniger Wärme ausstrahlenden Herde herrschenden hohen Temperatur und Ruhe, weshalb man dieselbe häufig für Processe wählt, bei welchen dünnflüssige, eisenreiche, specifisch schwere Schlacken von einem nicht viel schwereren Stein zu separiren sind (Verschmelzen gerösteter Bleierze mit Eisenfrischschlacken in Freiberg, Stolberg u. s. w.), ferner neuerdings immer mehr für Eisenerze (Blauöfen) und Kupferschiefer sowohl

Fig. 91 a.

bei Holzkohlen, wie auch bei Cokes. Wo Ansatzbildung im Herde zu fürchten ist (bei eisenreichen Kupfererzen oder Bleierzen, zinkblendereichen Bleierzen u. s. w.) zieht man die Sumpfofenconstruction vor, welche

ein leichtes Ausräumen der Ansätze zulässt, neuerdings aber die Spurofenzustellung, bei welcher die Massen continuirlich in einen Vorherd fliessen und zur Bildung von Ansätzen, welche bei Sumpf- und Tiegelöfen besonders nach dem Abstechen stattfindet, hier weit weniger Veranlassung ist (neueste Pilz'sche Oefen zu Freiberg, Krigar'sche Cupoloöfen). Um ein Ausräumen von Ansätzen auch bei Tiegelöfen vornehmen zu können, giebt man ihnen ein während des Betriebes mit Sand theilweise geschlossenes grösseres Auge (Schwarzkupferöfen zu Atvidaberg und Fahlun) oder schliesst den untern Theil der Vorwand (Brust) durch eine zu öffnende Thür.

Beispiele. Mansfelder 6förmiger Tiegelofen von 9.4 M. Höhe, 0.84 M. Durchm. unten und 2.19 M. Durchm. oben; steter Schlackenabfluss durch eine gekühlte Schlackenplatte, Abstechen des Steins auf der entgegengesetzten Seite in einen Granulirsumpf; Jacobi'scher Chargirapparat.

Zinnerzschmelzofen, als Tiegelofen mit offener Brust (Fig. 91a). *a* elliptischer Ofenschacht. *b* Herd mit dem Tiegel *o*, im Gestübbe *c* ausgehöhlt. *d* Kernschacht. *e* Brandmauer. *f* Vorwand. *g* Rauhgemäuer. *h* Form. *i* Schlackenauge. *k* Stichcanal. *l* Vorherdplatte. *m* Stechherd.

Blauofen, Tiegelofen mit geschlossener Brust (Fig. 91b). *a* Kernschacht. *b* Füllung. *c* Rauhgemäuer. *d* Formgewölbe. *e* Oeffnung, bis auf das Stichloch zugemauert. *f* Formen.

Fig. 91b.

Spuröfen. b) Augen- oder Spuröfen. Die geschmolzenen Massen laufen auf der meist mit Gestübbe überkleideten geneigten Ofensohle durch ein Auge in der Vorwand in einen vor letzterer liegenden Spur- oder Vortiegel oder eine eiserne Pfanne, worin die Separation der Producte nach dem specifischen Gewichte stattfindet. Aus dem Vortiegel werden die separirten Producte entweder in einer (Kupferfrischofen) oder in mehreren Scheiben (Kupferbrillenöfen) ausgehoben oder in Stechherde abgestochen (Blei-, Zinnöfen). -

Anwendbarkeit. Diese Zustellung kommt in Anwendung:

α) wenn man leicht oxydirbare Metalle dem Einflusse der Gebläseluft im Schmelzherde möglichst rasch entziehen will (Zinn-, Glättfrisch-, Kupferfrischöfen);

β) für eisenärmere Kupfererze (Mansfeld, Oberharz, Dillenburg), welche zur Bildung von Eisensauen weniger Veranlassung geben, während eisenreichere Kupfererze in Sumpföfen verschmolzen werden (Oker). Im Vergleiche zu letzteren gestatten Spuröfen eine bequemere Arbeit (es bedarf nicht des beschwerlichen Abstechens, sondern es ist nur die Spur immer gleichmässig offen zu erhalten), man spart den Vorherd und das dazu nöthige Gestübbe und Brennmaterial zum Abwärmen und das Schmelzen geht rascher; dagegen erhält man, weil die Separation der Massen ausserhalb des Ofens stattfindet, grössere Mengen

unreiner Schlacken, welche beim nochmaligen Durchsetzen besonderes Brennmaterial beanspruchen, und etwa ausgeschiedenes Kupfer wird vom Stein weniger leicht wieder aufgenommen.

Durch Einfliessenlassen der Massen unter einer Lehmdecke in einen bedeckten Herd erzielt man bei höherer Temperatur und langsamer Abkühlung eine vollständigere Separation und es fliesst daraus eine reinere Schlacke in konische Schlackenwagen ab (Mansfeld).

γ) Neuerdings für Bleierze bei eisenreicherer Beschickung (Pilzscher Ofen [1]) S. 165), indem man die geschmolzenen Massen continuirlich in einen grossen aus feuerfesten Steinen hergestellten, bedeckten Herd fliessen lässt, aus welchem die Schlacken durch eiserne Gerinne oben ablaufen, während Stein und Werkblei von Zeit zu Zeit abgestochen werden. Als Vortheile dieser Zustellung haben sich ergeben: mindere Ansatzbildung im Herde und deshalb längere Campagnen, grössere Förderung, bequemere Arbeit, ärmere Schlacken. Behuf vollständigerer Separation der Massen ist der Vorherd mit einer Platte bis auf die Oeffnung zum Eintritt derselben bedeckt. Die von Arents [2]) empfohlene Anbringung eines automatischen Stiches am Pilz'schen Ofen behuf continuirlichen Abflusses des Bleies aus dem Ofeninnern soll ebenfalls der Bildung von Ansätzen entgegenwirken.

δ) In neuerer Zeit beim Umschmelzen des Roheisens mit Cokes (Krigar'sche Cupoloöfen [3]), wobei die entstehende Schlacke den Herd weniger angreift und längere Campagnen bei grösserer Production sich ergeben haben (Königin Marienhütte bei Zwickau).

Man unterscheidet:

Modificationen.

a) Spuröfen mit offnem Auge, bei welchen die geschmolzene Masse aus dem Auge heraus von oben in den Vortiegel fliesst, und zwar enthalten die Oefen nur ein Auge (Kupferfrisch- und Zinnofen, Krigar'scher und Pilz'scher Ofen) oder deren zwei (Brillenöfen für Kupfererze), welche abwechselnd je nach dem Vollwerden des Vortiegels geöffnet und geschlossen werden.

b) Spuröfen mit verdecktem Auge, bei welchen die flüssigen Massen durch einen verdeckten Canal aus dem Herde von unten in den Vortiegel einfliessen. Diese zwar gegen Oxydation der Metalle Schutz gewährende Vorrichtung ist wegen schwierigerer Herstellung und weil sie beim Arbeiten im Herd leicht in die Sumpfofenconstruction übergeht, meist aufgegeben (ältere Tarnowitzer Bleiöfen, älterer Oberharzer Glättfrischofen).

Beispiele.

Brillenofen mit zwei offenen Augen (Fig. 92). *b* Sohlstein, auf welchem der zu beiden Seiten Canäle (Augen) lassende Vorsetzstein in der Vorwand liegt. *c* Vortiegel.

Glättefrischofen mit verdecktem Auge (Fig. 93, 94). *a* Ofenschacht. *b* geneigte Ofensohle. *c* Fundament. *d* Schlackensohle. *e* Gestübbesohle. *f* Rauhgemäuer. *g* Rückwand. *h* Vor- oder Brustwand, deren unterer Theil Brust heisst. *i* Ulmen oder Wangen. *k* Vorherd. *l* Spur- oder Vortiegel. *m* Stichtiegel oder Stechherd. *n* verdecktes Auge. *o* Form. *p* schräge Flügel.

Sumpföfen.

c) Sumpföfen. Die geschmolzenen Massen sammeln sich sowohl ausserhalb, als innerhalb des Ofens an, indem der Sumpf im Ofen mit dem Vortiegel in dem durch das Herdblech (Blech) begrenz-

1) B. u. h. Ztg. 1871, S. 315. 2) B. u. h. Ztg. 1871, S. 291, 323. The Engineering and Mining Journ., New York 1871. Vol. 12 No. 22. 3) B. u. h. Ztg. 1871, S. 289.

ten Vorherd durch einen Canal (Spur) verbunden ist. Zuweilen erweitert man den Vortiegel zur Aufnahme grösserer Mengen Schmelzproducte durch Umlegen eines Randes von erstarrten Schlacken (Bottino.[1]) Die Schlacke fliesst über den Vortiegel auf der Schlackentrifft ab, während die specifisch schwereren Massen durch einen Stichcanal in einen Stechherd abgelassen werden. Die Höhendimensionen der Sumpföfen pflegt man von der oberen Kante des Herdbleches ab zu messen.

Fig. 93.

Anwendbarkeit.

Die Sumpföfen empfehlen sich da, wo wegen nicht zu vermeidender Ansatzbildung (z. B. eisenreiche Kupfer- und Bleierze) öfters im Herde gearbeitet werden muss. Entstehen solche Ansätze in sehr reichlicher Menge oder entwickeln sich viel Zinkdämpfe im Herde, so lässt man die Brust mehr offen, also die Vorwand nicht so tief hinabgehen als sonst (zinkische Blei- und Kupfererze, Schwedische Suluöfen, Müsen). Von den als Sumpföfen zugemachten Eisenhohöfen ist man vielfach zu Tiegelöfen übergegangen, seitdem man durch Anwendung heisserer Luft in letzteren höhere Temperaturen erzeugt und dadurch der Ansatzbildung entgegenwirkt.

Beispiele.

Schwedischer Suluofen (Kupferofen) mit stark offener Brust (Fig. 95, 96). *a* Ofenschacht. *b* innerer Sumpf. *c* Vortiegel. *d* Gestübbesohle. *e* Lehmsohle. *f* Schlackensohle. *g* Rauhgemäuer. *h* Kernschacht. *i* Vorwand. *k* Brustöffnung. *l* Herdblech. *m* Vorherdmauer. *n* Stechherd. *o* Formen.

Freiberger Doppelbleiofen (Fig. 96a, 96b). *a* Ofenschächte durch den Scheider *b* getheilt, welcher auf den Bogen *c* ruht. *d* Chargiröffnungen. *e* Gestübbesohle. *f* Formen. *g* Lehmsohle. *h* Schlackensohle. *i* Ulmen. *k*, *l* u. *m* Abzüge (Anzüchte). *n* Vorherd. *o* Brustmauer. *p* Stirnwand. *q* Brandmauer. *r* Formgewölbe. *s* Räumloch. *t* Schlackentrifft.

Oberharzer 8förmiger (S. 164) und Arents'scher 12förmiger Bleiofen (S. 169).

1) B. u. h. Ztg. 1868, S. 200.

76. Ein- und mehrförmige Oefen. Die Formenzahl[1]) und damit in Verbindung die zugeführte Windmenge und der Ofenquerschnitt in der Formgegend haben einen wesentlichen Einfluss auf die Grösse der Production. Mehrere Formen gestatten eine gleichmässigere Vertheilung des Windes, bei zu viel Formen wird unter Voraussetzung eines gleichen Windquantums und gleicher Pressung das Mauerwerk zu sehr geschwächt und der Durchmesser der Windströme zu sehr vermindert, was eine schnelle Verbrennung des Kohlenstoffs hauptsächlich in der Nähe der Herdwände veranlasst und diese leicht zerstört (Gestellbrand). Man verwendet deshalb meist höchstens 7—8 Formen, nur in den neueren Raschetteöfen ist man auf 10, ja selbst auf 20 und mehr gestiegen. Eine Form legt man gewöhnlich in die Hinterwand (Fig. 93), mehrere Formen vertheilt man entweder in den beiden Seiten und der Hinterwand (Fig. 92), seltener auch in der Vorderwand (Brust- oder Tümpelform bei Eisenhohöfen, Raschetteöfen) oder legt sie in der Hinterwand neben einander (Fig. 96, 96a). Im oblongen Raschetteofen befindet sich eine grössere Anzahl Formen in den beiden Langseiten wechselständig gestellt (S. 164) und bei runden Oefen werden die Formen nach Sefström'schem Princip gleichmässig vertheilt (Pilzscher Ofen Fig. 91). Bei mehreren Formen in der Hinterwand theilt man wohl den Schachtraum durch verticale Scheidewände (Schachtscheider) in mehrere den Formen entsprechende Abtheilungen (Freiberger Doppelöfen Fig. 96a). Formenzahl.

Fig. 94.

Fig. 95.

Einen wesentlichen Einfluss auf den Schmelzgang hat die Lage der Form, und zwar hinsichtlich Formlage.

a) der Höhe über dem Sohlstein. Je strengflüssiger oder leichter erstarrbar die Schmelzproducte, je poröser das Brennmaterial und je weniger flüssige Producte man ansammeln will, um so

[1]) Kerpely, Fortschr. 3, 72.

tiefer muss die Form liegen, um erstere hitzig zu erhalten; dabei darf aber keine unerwünschte Windeinwirkung auf das Schmelzproduct stattfinden (z. B. starke Oxydation und Verflüchtigung von Zinn und Blei). Bei zu hoher Formlage kann die Beschickung rascher und weniger vorbereitet in den Schmelzraum eintreten, während der Gicht heissere Gase entströmen und die Schmelzmassen im Herde sich stark abkühlen. Eine zu hohe oder tiefe Formlage kann man in Etwas corrigiren, wenn man der Form resp. etwas Stechen oder Ansteigen giebt. Bei Eisenhohöfen beträgt die Formhöhe gewöhnlich 785 Mm., sinkt aber bei Holzkohlenöfen wohl auf 392 Mm. und steigt bei grossen Cokesöfen auf 941 Mm., bei Metallöfen auf 157—471 Mm. über dem Bleche. Das Anlegen der Formen in zwei oder noch mehreren Niveaus, z. B. bei Südwaleser Anthracithohöfen, hat zu Störungen der Windströme Veranlassung gegeben. Bei Cupoloöfen können mehrere Formreihen über einander liegen.

Fig. 96.

Fig. 96a.

b) der Richtung zur Horizontalen. Gewöhnlich liegt die Form horizontal. Durch ein geringes Stechen kann man auf ein Reinhalten der Spur von Ansätzen und eine Verflüchtigung von Antimon (z. B. bei 3° Stechen zu Rothenbacher Hütte), auch von Zink, bei Eisenhohöfen auf Entkohlung des Roheisens hinwirken, so wie durch Ansteigenlassen ein Herabrücken der Beschickung beschleunigen (Kupferfrischen, graues Giessereiroheisen bei sehr engen Gestellen), dann aber unter erhöhtem Brennmaterialaufwand.

c) der Stellung zur Hinterwand. Meist liegt sie mit derselben egal, namentlich bei geschwefelten Substanzen; bei oxydirten (z. B. beim Glättfrischen) ragt sie gewöhnlich mit etwas Stechen vor der Hinterwand hervor, wobei dann der Schmelzpunkt mehr von der Brandmauer nach vorn verlegt wird.

h

d) der Richtung der Axen. Bei gegenüber stehenden Formen legt man sie meist so, dass sie neben einander wegblasen, damit sich die Windströme nicht stauen. Bei weiten Oefen mit entsprechender Pressung, wo dann die Windströme nicht über die Mitte des Herdes wegdringen, können die Formen auch einander gegenüber liegen.

Fig. 96 b.

77. Arbeiten beim Betriebe der Gebläseschachtöfen. Dieselben sind der Hauptsache nach folgende:

Zumachen.

1) Zumachen des Ofens. Nachdem durch Unterhaltung eines Feuers auf dem Sohlstein oder einem darüber geschlagenen Roste ersterer, sowie der Ofenschacht abgewärmt worden, wird eine gewöhnlich durch die offene Vorwand hindurch auf dem Sohlstein oder eine zuvor darauf gebrachte Schlackenlage eine Lehmsohle aufgestampft, diese durch glühende Kohlen abgewärmt und dann die Gestübbesohle, je nach der zu wählenden Zustellungsmethode (S. 166) abweichend, aufgestampft, diese abgewärmt und die Vorwand geschlossen. Als Werkzeuge dienen dabei hölzerne, bleierne oder eiserne Stösser, Modellhölzer (Stich- und Herdholz), Ausschneidmesser u. A.

Anblasen.

2) Anblasen des Ofens. Nach dem theilweisen oder vollständigen Auffüllen des Ofens mit Brennmaterial giebt man Schlacke oder leichtflüssige Beschickung in geringer Menge auf, lässt, so bald sich dieselbe vor der Form zeigt, das Gebläse langsam an, verstärkt dann letzteres, so wie die Beschickung unter Nachsetzen von Kohlen allmählich so weit, bis der Ofen in normalen Gang gekommen ist, d. h. auf eine gewisse Menge Brennmaterial die grösste Menge Beschickung trägt, bei welcher die Producte entstehen, welche man erzeugen will.

Je nach der Grösse der Oefen kann das Anblasen von einigen Stunden (Unterharzer Kupferöfen) bis zu 14 Tagen und mehr dauern (Mansfelder Kupferschieferöfen), während welcher Zeit etwaige Ansätze aus dem Herde fleissig ausgeräumt werden müssen. Von dem mehrfach abweichenden Anblasen der Eisenhohöfen später.

Chargiren.

3) Regelmässiges Chargiren (Setzen, Aufgichten, Aufgeben). Man setzt am besten von dem Beschickungsboden aus gewöhnlich auf eine normale, nach der Grösse des Ofens, der Strengflüssigkeit der Beschickung u. s. w. sich richtende Menge Brennmaterial (Brennmaterialgicht) eine nach dem Ofengange variirende Menge Beschickung (Satz), und zwar je nach der Weite der Ofenmündung

in Trögen, Körben, Karren oder Wagen, und zwar besser dem Gewichte, als dem Volumen nach und bei folgender Anordnung (Satzführung):

Horizontale Chargen.

a) In horizontalen Lagen, wobei die Wärme am vollständigsten ausgenutzt und eine kräftig reducirende Wirkung ausgeübt wird. Wo letztere nicht schadet (Kupferschieferschmelzen) oder sogar erforderlich ist (bei Eisenerzen, Oberharzer Raschetteofenbetrieb), da wendet man solche Oefen jetzt häufiger an, als sonst, und schützt das Herdgemäuer gegen die corrodirende Wirkung der damit in Berührung kommenden Beschickung durch Abkühlen mittelst Wasserformen oder Wasserkästen (Pilz'scher und Raschetteofen).

Man sucht häufig so zu chargiren, dass die groben Stücke in die Mitte, die kleineren an den Rand kommen (S. 106). Dieses wird entweder dadurch erreicht, dass man die Beschickung an die Peripherie des Ofens gleichmässig stürzt und die dicken Stücke dann nach der Mitte rollen lässt oder am Boden der Gichtwagen (senkbare konische Verschlüsse, in Charnieren hängende Klappen) oder im Ofen selbst passende Vertheilungsvorrichtungen (Kegel, Glocken) hat. Man chargirt immer von Neuem, sobald Raum für eine neue Gicht geworden ist. Zur Controle des regelmässigen Chargirens bei Nacht hat man wohl Zeigervorrichtungen (Gichtenzeichner) angebracht[1]), sowie man bei geschlossenen Oefen die Tiefe der Beschickungsgicht durch eine im rechten Winkel gebogene Stange (Gichtenmesser) untersucht. Auch mahnen wohl Läutewerke (Gichtwecker), mit einem auf der niedergehenden Gicht liegenden Deckel in Verbindung, rechtzeitig zum Chargiren. Zur Vermeidung unnützer Brennstoffverbrennung hält man bei offenen Gichten die Brennmaterialgicht mit der Erzgicht bedeckt, bei geschlossenen Gichten das Umgekehrte wegen günstigerer Anordnung. Beim Niedergang der anfangs horizontalen Erz- und Brennmateriallagen werden die leichteren letzteren von ersteren an die Wand gedrängt und zwar um so mehr, je stärker sich der Schacht von der Gicht ab erweitert. Gleichzeitig werden die an den Wänden niedergehenden Stücke in Folge grösserer Reibung mehr zurückgehalten, als diejenigen nach der Mitte zu. In Folge dessen nehmen die Lagen eine Muldenform an, die Erzschicht verliert gleichzeitig an den Rändern, die Brennmaterialschicht beim Niederrücken in der Mitte an Stärke, weshalb es sich beim Chargiren empfiehlt, das Erz in stärkerer Lage an den Rändern, das Brennmaterial in stärkerer Schicht in der Mitte aufzugeben.

Verticale Schmelzsäulen.

b) In verticalen Säulen, die Beschickung an der Hinterwand und das Brennmaterial an der Vorwand, wobei der Wind dann durch einen in der Beschickung vor der Form gebildeten Canal (Nase) ins Brennmaterial bläst, so dass der Schmelzpunkt zur Schonung der Ofenwände nach der Mitte des Ofens zu verlegt wird. Dieser Chargirmethode bediente man sich früher immer für Erze und Producte, bei welchen eine kräftig reducirende Wirkung zu vermeiden, wo Oxyde statt reducirt zumeist verschlackt werden sollen, z. B. Eisenoxyd und Zinkoxyd aus Kupfer- und Bleierzen, und die corrodirende Wirkung dieser Oxyde auf die Herdwände zu fürchten ist. Ausserdem sollte die Nase[2]) den Wind zerstreuen, den Schmelzpunkt herabdrücken, eine übermässige Flugstaubbildung verhindern u. A. Alle diese gepriesenen Vortheile der Nase sind illusorisch, wenn die Construction des Ofens, die Zusammensetzung der Beschickung, sowie Satz- und Windführung richtig sind und man ist deshalb neuerdings von dem mit dem Chargiren in verticalen Säulen verbundenen Nasenschmelzen, — wobei der grösste Antheil der Leitung des Processes den Arbeitern in die Hände gegeben wird und der Erfolg des Schmelzens mehr oder weniger von den letzteren abhängt, — mehrfach zum Chargiren in horizontalen Lagen mit heller Form und passender Form- und Herdkühlung über-

1) B. u. h. Ztg. 1866, S. 454. 2) Preuss. Ztschr. 14, 240; 17, 154.

gegangen (S. 165). Am frühesten scheint man sich von dem Nasenschmelzen bei der Silberroharbeit zu Lend im Salzburgschen [1]) und in Kongsberg [2]) losgesagt zu haben.

Beurtheilung des Ofenganges.

Als Kennzeichen für einen normalen Ofengang dienen hauptsächlich

a) die Beschaffenheit der Schmelzproducte (Roheisen, Werkblei u. s. w.), namentlich die Schlacken (Verhalten beim Fliessen und Erstarren, Farbe, Bruchansehen);

b) die Beschaffenheit des Herdes (Ansatzbildung, Hervordringen von Rauch unter der Brust u. s. w.) und des Schachtes (Hängen des Ofens, Kippen der Gichten, Bildung von Ofenbrüchen u. s. w.).

c) Beschaffenheit der Form (helle oder dunkele Form, zu kurze oder zu lange Nase in Folge zu hoher oder zu niedriger Temperatur, ruhiges oder tumultuarisches Schmelzen u. s. w.).

d) Beschaffenheit der Gicht, regelmässiges oder unregelmässiges Eingehen der Beschickung, dunkle oder helle (flammende) Gicht, Färbung, Helligkeit und Rauchen der Gichtflamme, gleichmässiges oder ungleichmässiges Ausziehen derselben u. s. w.

Abnormer Ofengang.

Unregelmässigkeiten im Ofengang können veranlasst werden durch unrichtige Beschickung (anhaltendes Bühnen im Herde, Kippen der Gichten), Sinken der Temperatur im Schmelzraum (durch nasse Schmelzmaterialien, Uebersetzen des Ofens, feuchten Wind u. s. w.), Ofenbruchbildung (Kippen der Gichten, Hängen des Ofens u. s. w.), Vorrollen des Erzes, sehr zerreibliches Brennmaterial, falsche Ofenconstruction u. A. Je nach der Ursache derselben sind verschiedene Gegenmittel anzuwenden, welche sein können: Aenderung der Beschickung, Abbrechen oder Zulegen von Satz, was namentlich auf die Beschaffenheit der Nase und die Temperatur Einfluss hat, Schwächung oder Verstärkung des Gebläses, öfteres Ausräumen des Herdes, das Losmachen des hängengebliebenen Satzes durch in die Gicht oder Oeffnungen in der Vorwand gebrachte Räumeisen, Wegkeilen oder Wegschmelzen der Ofenbrüche; Stören der Formen, Füttern mit Kohlen oder Erz im Herd u. dgl. m.

Herdarbeiten.

4) Arbeiten im Herde. Diese können sein:

a) Entfernung der geschmolzenen Massen. Bei Spuröfen (S. 168) fliessen Schlacken und sonstige Producte (Steine, Metalle, Legirungen) gemeinschaftlich in einen Spurtiegel und separiren sich hier, worauf die Schlacken entweder in Scheiben abgehoben werden oder von selbst in Töpfe abfliessen (S. 169), während das Uebrige entweder auch in Scheiben gerissen (Kupfersteine) oder in flüssigem Zustande in Formen (Kupferfrischen) oder in Wasser abgelassen (Kupfersteine) oder ausgeschöpft wird (Blei, Roheisen, Zinn). Bei Tiegel- und Sumpföfen (S. 167, 169) fliesst die Schlacke gewöhnlich von selbst ab auf die Schlackentrifft (Abheben nach dem Erstarren mittelst Schlackengabel oder Hebels [3]), oder Eindrücken in Formen behuf Schlackensteinerzeugung) oder in einen Sumpf oder bei dünnflüssiger basischer Beschaffenheit in eiserne, leicht transportable Schlackentöpfe (zu Tarnowitz 628 Mm. hoch, oben

---

1) Oest. Ztschr. 1862, S. 314. Tunner sagt daselbst: die Nasen nebst ihren gerühmten Vortheilen stammen aus einer Zeit, wo man Jungfrauenhaare zu Kupferproben brauchte, und passen nicht mehr für jetzt. 2) B. u. h. Ztg. 1862, S. 436. 3) B. u. h. Ztg. 1868, S. 206.

314 und unten 235 Mm. weit), welche ein Absetzen von adhärirendem Stein, Raumersparniss und geringere Transportkosten zulassen. Die Schlackentöpfe hängen entweder in einem Gestell auf einem Wagen und lassen sich an einer Axe umkippen [1]) oder sie stehen auf dem Boden (Fig. 91) und werden mittelst eines Wagens an ihren Zapfen gefasst. [2]) Reinere Schlacken erfolgen, wenn dieselben zunächst in einen bedeckten, gegen Abkühlung geschützten Sumpf und aus diesem erst in Töpfe fliessen (Freiberg, Mansfeld).

Der übrige Inhalt des Tiegels oder Sumpfes wird bei abgestelltem oder im Gange bleibendem Gebläse nach Oeffnung des Stiches mittelst des Stecheisens in eiserne oder Sandformen (Schwarzkupfer und Kupferstein in Atvidaberg), gewöhnlich aber in Stechherde aus Gestübbe oder besser aus Gusseisen (Oberharz, Freiberg, Pise) abgelassen, und aus diesen mit oder ohne Anwendung einer Hebelvorrichtung [3]) entweder in Scheiben ausgehoben (Steine, Speisen, Schwarzkupfer) oder in Formen ausgeschöpft (Werkblei). Nach dem Abstechen erfolgt das Verschliessen des Stiches mit einem Gestübbepfropf oder Holzpflock, vollständiges Reinigen des Herdes von Ansätzen, Aufwerfen von Lösche auf den Vortiegel u. s. w.

Da durch das Abstechen, indem bei abgestelltem Gebläse die Beschickungsmassen in den Herd fallen, die Ansatzbildung im Herde begünstigt wird, so hat zur Vermeidung derselben Arents (S. 169) einen automatischen Stich am Pilz'schen Ofen eingerichtet. Durch einen ansteigenden, mit dem tiefsten Punkte der Ofensohle communucirenden Canal läuft das Blei fortwährend ab, während nach dem Vollwerden des Herdes Stein und Schlacke durch ein Auge in der Vorwand ausfliessen. Da ein Eisen- und Zinkgehalt des Bleies immer an dessen Oberfläche geht und durch Oxydation mittelst der Gebläseluft entfernt werden kann, so dient diese Vorrichtung auch zur Reinigung des Bleies. Wie bereits (S. 169) bemerkt, hat man der Ansatzbildung im Herde des Pilz'schen Bleiofens dadurch entgegen zu wirken gesucht, dass man dessen Zustellung als Tiegelofen in solche eines Spurofens umgewandelt hat.

b) Ausräumen des Herdes von Ansätzen (Bühnen, Sauen) seltener während des Ofenganges, als nach dem Abstechen mittelst meisselartiger oder gekrümmter Brechstangen (Räumeisen, Brusträumer), Reparaturen zerstörter Theile des Gemäuers, des Vorherdes, der Gestübbesohle, des Stiches u. s. w., Auswechseln der Formen u. s. w.

c) Dämpfen des Ofens während einiger Zeit (wegen Vornahme von Reparaturen, Mangels an Schmelzmaterial oder Betriebswasser u. s. w.) durch Abstellen des Gebläses, Ausschmelzen der Beschickung, Füllen mit Brennmaterial, Verschliessen aller zum Ofen führender Oeffnungen, zeitweiliges Aufgeben von Brennmaterial und Ausräumen der Asche aus dem Herd.

d) Ausblasen (Ausschuren, Kaltlegen) des Ofens. Dieses kann veranlasst werden durch Zerstörung des inneren Ofengemäuers, starke Ofenbruchbildung, Mangel an Schmelzmaterial oder Betriebswasser, besondere Unglücksfälle, z. B. Ueberschwemmungen u. A. Man lässt alsdann die Beschickung, ohne neue aufzugeben, mit dem

1) B. u. h. Ztg. 1865, Taf. 10, Fig. 10. 2) Preuss. Ztschr. 14, Taf. 8, Fig. 18. 3) B. u. h. Ztg. 1868, S. 206.

Brennmaterial bei allmählich geschwächtem Winde und zuletzt wohl unter Nachsetzen einiger Gichten leichtflüssiger Schlacken bis zu den Formen niedergehen, sticht die geschmolzenen Massen ab, versetzt das Gebläse in Stillstand, stösst die Vorwand ein und räumt unter Wassergiessen den glühenden Inhalt des Herdes möglichst vollständig aus, worauf der Ofen nach der Abkühlung von etwaigen Ofenbrüchen in oberen Theilen befreit und von Neuem zugemacht wird. Da bei diesem Verfahren die oberen Ofentheile stark angegriffen werden und bei flüchtigen Metallen ein bedeutender Metallverlust stattfindet, so hat man diese Uebelstände dadurch zu beseitigen gesucht, dass man die niedergehenden Gichten mit Kohlen[1]) oder besser mit Kalkstein, Eisenstein oder Schlacken[2]) nachfüllt. Erscheinen dann diese Massen im Herd, so reinigt man denselben, verstopft alle zum Herd führenden Oeffnungen, lässt aber die Gicht offen und zieht nach dem Erkalten des Ofens dessen Inhalt aus. Dieses ursprünglich für Eisenhohöfen angegebene Verfahren hat man auch mit Vortheil auf Bleiöfen[3]) (mit Kalk und Schlacken) ausgedehnt.

Die Dauer der Schmelzcampagne (Hüttenreise) hängt ab von der Beschaffenheit des Ofenbaumaterials und seiner Kühlung, der mehr oder weniger corrodirenden Eigenschaft der Beschickung, der mehr oder weniger geschickten Betriebsführung u. A. (Oker'sche Kupferöfen 3 Tage, Oberharzer Raschetteöfen und Mansfelder Brillenöfen über 1 Jahr, Kast'sche Bleiöfen 3 Jahre, Eisenhohöfen über 20 Jahre.)

Störungen.

Störungen[4]) im Ofenbetriebe können eintreten durch Ausbrennen von Ofentheilen, Uebersetzung mit Beschickung, unrichtige Beschickung, durch unpassendes Brennmaterial, durch Naturereignisse (Ueberschwemmungen, Erdbeben u. s. w.); Explosionen[5]) durch Berührung von flüssigen Metallen, Lechen u. dgl. mit Wasser durch Bildung von Wasserdampf oder Knallgas u. s. w.

C. Flammöfen. (Reverberiröfen.)

Unterschied zwischen Flamm- und Schachtöfen.

78. Allgemeines. Dieselben unterscheiden sich von den Schachtöfen dadurch, dass sie mehr lang und weit, als hoch sind, das Brennmaterial nicht mit den zu behandelnden Substanzen, sondern nur dessen Flamme damit in Berührung kommt und die erhitzten Innenwände die Wärme nach dem Arbeitsraume wieder abgeben. Sie gewähren vor den Schachtöfen nachstehende Vortheile: grössere Uebersichtlichkeit des Betriebes, Anwendkarkeit rohen Brennmaterials, Entbehrlichkeit eines Gebläses, der leicht genau abzumessende Umfang der Chargen, grössere Durchsetzquanten in gleichen Zeiten unter gewissen Umständen und die Vortheile einer beliebig langen oxydirenden oder reducirenden Wirkung oft unter Ersparung von kostspieligen Zuschlägen (Bleiflammofenprocess); dagegen findet in den gewöhnlichen Flammöfen eine minder vollständige Ausnutzung der Wärme und überall keine so hohe Temperaturentwicklung anhaltend statt (gerin-

1) Bgwfr. 8, 14. 2) B. u. h. Ztg. 1868, S. 431; 1870, S. 438; 1871, S. 114. 3) B. u. h. Ztg. 1870, S. 71. 4) B. u. h. Ztg. 1859, S. 399; 1865, S. 159. Kerpely's Fortschr. 2, 131; 3, 102; 4, 95. 5) B. u. h. Ztg. 1867, S. 438; 1871, S. 299, 331.

gerer pyrometrischer Wärmeeffect roher Brennstoffe, hauptsächlich Wirkung der strahlenden Wärme), es bedarf einer oft kostspieligen Esse (oder dafür eines Unterwind liefernden Gebläses) und eines meist theuren Ofenbaumaterials für Hervorbringung höherer Temperaturen. In der Erzeugung letzterer und der vollständigeren Wärmeausnutzung sind neuerdings durch Erfindung der Siemens'schen Regenerativgasfeuerung (S. 130) die grössten Fortschritte gemacht; auch sucht man die abgehende Wärme noch anderweitig auszunutzen.

Bei Röstprocessen[1]) gestatten Flammöfen im Vergleich mit der Haufen- und Stadelröstung eine wesentliche Abkürzung der Röstzeit, die Verringerung der Verluste an Zinsen und Metall, Unabhängigkeit von der Witterung und die Unschädlichmachung von schwefliger Säure; dagegen sind sie aber hinsichtlich der Arbeitslöhne und Brennmaterialkosten meist theurer.

Anwendbarkeit.

Wie bereits (S. 51) erwähnt, finden in Flammöfen grössere Wärmeverluste statt, als in Schachtöfen. Nach Peclet kommen nur $^1/_8$—$^1/_{10}$ der entwickelten Wärme zum Effect wegen nicht so vollständiger Vorerwärmung der Materialien, raschen Abzuges der Flamme nach dem Schornstein, Wasserdampfbildung aus dem rohen Brennstoff, Wärmeausstrahlung vom Gewölbe u. s. w.

Wärmeverluste.

Dürre[2]) berechnet z. B., dass bei einem Flammofen zum Umschmelzen des Roheisens entwickelt wurden

von 2866.5 Pfd. Kohlenstoff 147.0 „ Wasserstoff	in 5 Stunden		27,930,000 Wärmeeinh.
Davon absorbirten:			
Brennstoff	5,168,000		
Wasserdampf	712,000		
Roheisen	2,771,000		
Ofenwände	6,438,460		
Esse	5,064,606		
Abziehende Gase . . .	2,383,344	22,537,410	„

für Strahlung des Ofenkörpers u. s. w. bleiben mithin 5,392,590 Wärmeeinh., oder wenn man diese Wärmevertheilung in grössere Gruppen nach den hauptsächlichsten Ofenzonen theilt:

Im Feuerraum	5,880,000	Wärmeeinh.
„ Ofen	14,602,050	„
In der Esse	5,064,606	„
In der freien Luft	2,383,344	„
Zusammen	27,930,000	Wärmeeinh.

Die Wärmemengen und daraus resultirenden Temperaturen der Gase sind in abnehmender Reihe:

Theoretische Wärme	27,930,000	W.-E. und	2813°	C.
Ueber der Feuerbrücke	22,050,000	„ „	2220.9	„
Hinter dem Fuchse	7,447,950	„ „	750	„
Ueber der Esse	2,383,344	„ „	240	„

Sonst noch hat man den Verlust an Wärme in Essengasen durch verloren gehendes Kohlenoxydgas zu 48 Proc., denjenigen durch Verrussung in den Feuerungen zu 1 Proc. gefunden.[4]) Vogl[4]) hat interessante Vergleiche über die Wärmeverwendung beim Schmelzen im Hohofen und Flammofen mitgetheilt. Der Wärmeeffect beträgt nach demselben bei einem Flammofen 6 Proc., beim Schachtofen 15 Proc. Thompson[5]) giebt an, dass bei Kesselfeuerungen $^6/_{15}$ Kohle zur Dampfbildung verwendet werden, $^1/_{15}$ zur Erzeugung des Zuges im Schornstein nöthig ist und $^8/_{15}$ derselben verloren gehen.

---

1) B. u. h. Ztg. 1863, S. 92. 2) Dingl. polyt. J. 200, 188. 3) Kerpely, Fortschr. 2, 55. 4) B. u. h. Ztg. 1865, S. 45. 5) Polyt. Centr. 1866, S. 150.

Anwendbarkeit

Für die Anwendung eines Flammofens ist hauptsächlich massgebend: das Vorhandensein eines billigen und guten rohen Brennmaterials (englischer Blei-, Zinn- und Kupferhüttenprocess), der nothwendige Ausschluss einer Berührung von Brennmaterial mit der zu behandelnden Substanz bei Oxydationsprocessen (Röstungen, Abtreiben des Bleies, Raffiniren des Kupfers, Puddeln des Roheisens, Bleiflammofenprocesse), grosse Production in einer gewissen Zeit (Umschmelzen des Roheisens), feiner Aggregatzustand der Erze (Röstung von Galmei, Eisenstein, Bleiglanz u. s. w.).

Classification.

Man theilt die Flammöfen in Zug- und Gebläseflammöfen, je nachdem die in denselben zu behandelnden Substanzen einer Zuführung von Gebläseluft bedürfen (Treibofen, grosser Gaarherd) oder nicht (Oefen, bei welchen ein Gebläse zum Verbrennen des festen oder gasförmigen Brennmaterials vorhanden ist, sind nicht eigentliche Gebläseöfen); je nach dem Zwecke ihrer Anwendung in Röst- und Schmelzöfen; je nach der Heizung derselben mit festem Brennmaterial oder mit Gasen in Oefen mit directer und indirecter Feuerung (Gasflammofen); in einfache und Doppel-, selbst Tripel- und Quadrupelöfen mit mehreren Herdräumen über einander zur bessern Ausnutzung der Wärme. Obgleich mehr für Oxydationsprocesse geeignet (kräftiger Essenzug, Einführung von Luft durch die Arbeitsthüren, durch Canäle hinter der Feuerbrücke und durch ein Gebläse), lassen sich doch darin auch reducirende Wirkungen hervorbringen durch möglichste Schwächung des Luftzutrittes, Erzeugung einer kohlenstoffreichen Flamme durch starkes Beschüren des Rostes und Bedecken der zu verarbeitenden Substanz im Herde mit Kohle (Kupferraffiniren). Die Flammöfen haben meist nur einen intermittirenden Betrieb, doch hat man neuerdings auch Röstofen mit continuirlichem Gange construirt (z. B. von O'Hara[1]) und Keith[2]), Fortschaufelungsöfen.

Ofentheile

Ofentheile.[3]) Dieselben sind:

a) Das Fundament, welches bei tiefer Ofenlage den Aschenfall enthalten kann und häufig dadurch hergestellt wird, dass man die Sohle entweder bis zum festen Gestein oder $^1/_2$—$^3/_4$ Meter tief ausgräbt und ein Gewölbe in gewöhnlicher Mauerung aufführt, dessen Scheitel nahezu die Hüttensohle erreicht und welches man oberhalb mit Mauerung ausfüllt, auf welcher der Grund des Ofens gebildet und die Seitenmauerung aufgeführt wird.

b) Der Ofenkörper mit dem Feuerungsraume und Arbeitsraume. Ersterer steht mit der äusseren Luft durch den Rost, der Arbeitsraum mit dem Feuerungsraum durch das Flammenloch über der Feuerbrücke und dann mittelst des Fuchses mit

c) der Esse in Verbindung, welche letztere dem Verbrennungsraum die Luft zuführt und das Entweichen der Verbrennungsproducte gestattet. Die inneren Ofentheile (Futter) sind entweder von einem Rauhgemäuer umgeben oder gegen das Zerreissen und Zerstören durch eine Armatur von Eisenplatten (Mantel) und Ankern geschützt.

---

1) Küstel Roasting. 1870, p. 46, 97. B. u. h. Ztg. 1869, S. 282. 2) Ebend. 1865, S. 117; 1869, S. 129; 1870, S. 417, 433.. 3) Ueber Flammofenconstructionen u. s. w. siehe Karsten's Eisenhüttenkunde 3, 339; Dürre, Handb. d. Giessereibetriebes 1, 427; Guettier, Traité de la fonderie etc. S. 191. Kerl Met. 1, 472.

Durch das Feuer auf dem Roste wird die Luft im Ofeninnern gezwungen, in Folge ihrer Ausdehnung aus dem Ofen zu treten. Geschieht dieses Austreten der Luft und der Verbrennungsgase direct ins Freie ohne Widerstand, so wird eine nicht so hohe Temperatur erzielt, als wenn man dieselben durch einen engen Canal (Esse) entlässt. Dieser bringt in Folge des Uebergewichtes des Druckes der kalten Atmosphäre gegen den der inneren erhitzten Luft Zug[1]) hervor, d. h. ein Nachströmen der heissen Gase aus dem Feuerungsraum in den Herdraum und der kalten atmosphärischen Luft durch den Rost in ersteren. Die Grösse des Zuges wird durch Temperatur und Höhe der von der erhitzten Luft gebildeten Säule bestimmt; sie nimmt ab und erschwert dadurch die Zunahme der Temperatur im Schmelzraume, wenn die Ausflussöffnung zu gross ist, indem sich dann die Temperaturdifferenzen zwischen den glühenden Verbrennungsgasen und der kalten atmosphärischen Luft rascher ausgleichen. Die intensivste Erhitzung des Schmelzraumes findet nur bei einem gewissen Verhältniss zwischen Ausströmungsöffnung (Essenquerschnitt) und Rostquerschnitt statt. Gewöhnlich macht man erstere etwas weiter, als die Beschaffenheit und Quantität des in einer bestimmten Zeit verbrennenden Materials eigentlich verlangt, und beseitigt dann den Nachtheil dieser grösseren Weite durch den Fuchs, einen von dem Arbeitsraum zur Esse führenden Canal, enger als letztere oder durch ein Register mehr oder weniger zu verengern.

Ausser durch Essen lässt sich der Zug durch Unterwind, Exhaustoren und Dampfstrahlvorrichtungen beleben.

Im Nachstehenden soll von den hauptsächlichsten Ofentheilen kurz die Rede sein.

Feuergewölbe.

79. Feuerungsraum. Der aus feuerfestem, schlecht wärmeleitendem Material hergestellte gewölbte Raum enthält bei directer Feuerung mit festem Brennmaterial (von der Gasfeuerung war bereits S. 94 die Rede) und bei quadratischem, oblongem oder seltener trapezoidalem Querschnitt nachstehende Theile und Oeffnungen:

A. Rost.[2]) Selten verbrennt man den Brennstoff auf einer soliden Unterlage (todter Rost ohne Fugen), wie zu Unterkochen bei Puddelöfen mit Holzfeuerung und in spanischen, mit Gestrüppe geheizten Bleiflammöfen; meist wendet man und zwar je nach der Beschaffenheit des Brennmaterials an:

Planrost.

1) Planroste, auf eisernen Rostbalken in Zwischenräumenruhende schmiedeeiserne oder gusseiserne quadratische oder oblonge Stäbe (Traillen), seltener aus gebrannten Thonbalken oder gemauerten Bogen (Gurtenroste) hergestellt; horizontal oder mit etwas Ansteigen nach vorn oder hinten liegend und die hinteren Zwischenräume sich wohl allmählich erweiternd; die Roste seltener auf dem Rostbalken festliegend, als zur Entfernung der Asche hin- und herbeweglich oder mittelst eines Schlüssels behuf Regulirung des Luftzutrittes drehbar; Zwischenräume je nach der Grösse der Stücke und der Aschenbeschaffenheit verschieden (12—3 Mm.); Verhältniss der wirksamen zur gesammten Rostfläche zwischen 1 : 3 und 1 : 6 (bei Steinkohlen etwa $^1/_4$, bei Holz und Torf $^1/_5$—$^1/_7$). — Uebelstände: Durchfallen kleiner Stücke (bis zu 20 Proc.) durch den Rost (Cinder-, Braschenbildung), Rauchbildung bei zu hoher Brennmateriallage und namentlich beim Schüren durch Abkühlung, also unvollständige Ausnutzung besonders von Brennmaterialklein. Behuf vollkommenerer Verbrennung[3]) sind in Anwendung gebracht: Klinker-

Schattenseiten.

---

1) List's Zugmesser in Dingl. J. Bd. 171, S. 43; B. u. h. Ztg. 1864, S. 176. 2) Rostconstructionen: Scholl, Führer des Maschinisten. Knapp's chem. Technol. 1, 314. Grothe, Brennmaterialien 1870, S. 347. 3) Schles. Wochenschrift 1861, No. 30; B. u. h. Ztg. 1860, S. 255; 1862, S. 272. Kerl, Met. 1, 179, 483.

oder Schlackenroste[1]), Doppel- und Tripelroste neben einander[2]) und übereinander[3]); Unterwind bei eng gelegten Traillen[4]) oder perforirten Gusseisenplatten[5]) (Müller's Heizpult, S. 124); mechanische Schür- und Schüttelvorrichtungen[6]) bei mehr oder weniger geneigten Roststäben; Erhitzung der Verbrennungsluft in den mehr oder weniger hohlen Roststäben[7]), welche dadurch gleichzeitig gekühlt werden, oder zwischen den nach unten verlängerten Traillen eines Fischbauchrostes[8]) (ähnlich wirken Klinkerroste); Versehen der Traillenoberfläche mit Quereinschnitten[9]) oder gleichmässige Vertheilung schmaler Luftzuführungsspalten über eine grosse Fläche (Mehl'scher Rost[10]); überhitzter Wasserdampf[11]), Zuführung von am besten erhitzter Luft über den Rost. Für Koch's Ofen[12]) für feuchtes Sägemehl und Lohe wird das pulverförmige Material zur Entfernung eines Theiles des Wassers gepresst, dann mit noch 30—40 Proc. Wasser in einen Feuerungsraum mittelst eines Trichters geschafft, welch ersterer zwei Roste über einander hat. Auf dem oberen trocknet das Material und fällt dann behuf der Verbrennung auf den unteren. Nach Thompson[13]) liegt die heisseste Stelle im Feuerraum 52—78 Mm. über dem Rost; weshalb man denselben nie über 105 Mm. und nie unter 52 M. hoch beschicken sollte.

Schüröffnung.

Die Schüröffnung (Schürloch, Schürgasse) für die Planroste liegt entweder zur Seite des Rostes und ist durch eine in Angeln gehende verticale Thür oder besser einen schrägen auf und nieder beweglichen Schieber geschlossen, vor welchem ein mit Brennstoff gefüllter, die Luft absperrender Trichter (auch wohl dieser allein ohne Schieber). Weniger Uebung verlangt das Schüren durchs Gewölbe, indem ein über dem Schürloch befindlicher, mit Schieber versehener Trichter immer eine nahezu gleiche Menge Brennmaterial entlässt.

Aschenfa

Der Aschenfall oder Aschenkasten unter dem Roste muss hinreichend geräumig zur Aufnahme der Asche und Cinder, sowie zum Räumen des Rostes und behuf Regulirung des Luftzutrittes mit einer Reiberthür versehen sein. Bei erforderlichem starken Luftzuge mündet unter den Aschenfall ein mit der Aussenluft communicirender Canal. Damit die glimmenden Cinder der Verbrennungsluft den Sauerstoff nicht entziehen, lässt man sie in einen Wassersumpf auf der Aschenfallsohle fallen und leitet wohl die dabei gebildeten Wasserdämpfe durch eine Esse vor dem Aschenfall ab. Die Asche fällt entweder von selbst durch den Rost (bei Holz und Torf); meist frittet sie aber auf demselben mehr oder weniger zusammen und wird durch Räumhaken von unten zwischen den Rostspalten herausgeholt oder man zieht einzelne Roststäbe heraus. Auch können mechanische Vorrichtungen, Schüttelroste, die Schlacken selbstthätig entfernen.

Treppen rost.

2) Treppen- oder Stufenroste[14]) (Fig. 97). *a* treppenförmig

1) Le Play, Waleser Kupferhüttenprocesse 1851, S. 34, 54, 78, 82; B. u. h. Ztg. 1857, S. 23; 1860, S. 164. Rivot, Kupferhüttenkunde, deutsch v. Hartmann, 1860, S. 136. 2) B. u. h. Ztg. 1856, S. 213; 1868, S. 172; Ztschr. d. Ver. deutsch. Ing. 13, 333. 3) B. u. h. Ztg. 1857, S. 18; 1859, S. 398, 469; 1860, S. 255, 284, 487; 1864, S. 215; 1866, S. 44, 52; 1867, S. 159, 192, 208, 291, 339. 4) B. u. h. Ztg. 1857, S. 172. 5) Polyt. Centr. 1854, S. 825. 6) Oest. Ztschr. 1861, No. 51; Polyt. Centr. 1862, S. 652, 785. 7) B. u. h. Ztg. 1868, S. 19, 415; 1869, S. 184. Kerpely, Fortschr. 5, 167. 8) Oest. Ztschr. 1857, S. 172; B. u. h. Ztg. 1868, S. 415. 9) B. u. h. Ztg. 1861, S. 439. 10) Dingl. 199, 437. 11) B. u. h. Ztg. 1864, S. 268. 12) B. u. h. Ztg. 1869, S. 354. 13) Deutsche Industr. Zeit. 1865, No. 48. 14) Kerl, Met. 1, 182. Schles. Wochenschr. 1859, No. 50; 1861, S. 249. Preuss. Ztschr. 8, 121. Dingl. 154, 89. Oest. Ztschr. 1859, S. 299; 1860, S. 398.

über einander gelegte Eisenplatten, seltener Thonplatten [1]), mit Zwischenräumen und einer Neigung von etwa 40°, letztere aber je nach der

Fig. 97.

Beschaffenheit des Brennstoffes variabel. *b* Fülltrichter. *c* Schieber zum Entleeren des Trichters. *d* horizontaler Rost mit Schieber, zur Regulirung des Luftzutritts durch eine Schicht glühender Stückkohlen. *e* Oeffnung zum Ausziehen der Asche. *f* Feuerbrücke. *g* Flammloch. *h* Luftzuführungscanal. Diese Roste gestatten ein selbständiges Nachschüren des Brennstoffs, wobei keine kalte Luft durch die Schüröffnung mit eindringt, die Anwendung eines feinen und aschenarmen Brennmaterials (Torf, Braunkohlen, mageres, nicht fettes, Steinkohlenklein) in nicht zu dicken, gleichmässig bleibenden Lagen bei ziemlich rauchloser Verbrennung, bequemes Ausräumen der Asche durch die Rostspalten, seitlich oder von unten; Cinder fallen weniger durch den Rost; dagegen tritt beim Schüren Abkühlung und Rauchbildung ein.

Als Modificationen dieses Rostes sind zu bezeichnen: Anwendung von Unterwind [2]) zur vollständigen Verbrennung des feinsten Brennmaterials; ununterbrochene Beschüttung [3]), Veränderung der Grösse der Rostfläche [4]), Verbindung des Treppenrostes mit einem horizontalen Rost [5]) u. A.

genrost. 3) Etagenrost [6]) (Fig. 98). *a*, *b* und *c* eiserne Treppen mit etwa 28° geneigten Rosten *d* und *e* und einem horizontalen Rost *f*. *g* horizontaler Rost zur Aufnahme der Asche, durch die mittelst Hebels *h* zu öffnende Thür *k* auszuräumen. Der Rost gewährt dieselben Vortheile, wie der Treppenrost, aber das Einschüren des Brennmaterials geschieht von hinten auf den Platten *a*, *b* und *c*, wobei dasselbe austrocknet, sich vorwärmt und dann unter die glühenden Kohlenstücke (statt sonst auf dieselben) gelangt, so dass die daraus entwickelten Gase und Dämpfe durch das schon glühende Brennmaterial hindurch gehen müssen, wobei eine rauchlosere Verbrennung, als auf

1) B. u. h. Ztg. 1866, S. 364. 2) Oest. Ztschr. 1859, S. 65. Dingl. 148, 137; 151, 240. B. u. h. Ztg. 1861, S. 262; 1871, S. 282. 3) B. u. h. Ztg. 1861, S. 364. 4) B. u. h. Ztg. 1868, S. 250. 5) Polyt. Centr. 1856, S. 1530. 6) Dingl. 156, 241. Schles. Wochenschr. 1861, S. 350, 396. Oest. Ztschr. 1861, S. 306, 390. B. u. h. Ztg. 1861, S. 306, 380, 390, 488; 1862, S. 312; 1863, S. 116, 272; Berggeist 1860, No. 67, 73, 74.

Treppenrosten, stattfindet. Auf mehr oder weniger abweichendem Principe beruhen der Young'sche Rost[1]), Dumery's Rost, die Kettenroste[2]) und Schraubenroste[3]) Bolzano's Rost[4]) und viele andere Roste.

Fig. 98.

Pultfeuerung.

4) Pultfeuerung[5]) (Fig. 99, 100). Bei derselben, weniger für fossile Brennstoffe, als für Holz anwendbar, wird das in dünner und stets möglichst constant dick erhaltener Lage aufgegebene Brennmaterial von der Luft von oben nach unten durchstrichen, dabei ziehen Destillations- und Verbrennungsproducte durch bereits glühende Kohlen nach unten und es entsteht in Folge dessen eine rauchlose Verbrennung. *a* Holzscheite von gleicher Länge, auf den Absätzen *b* (Pulten) eines gemauerten Schachtes an den Enden aufliegend. *c* Thür, durch welche man ein Feuer auf der Sohle des Brennraumes anmacht, von welchem die Flamme durch *d* in den zu heizenden Raum *k* zieht und hier Zug erzeugt, so dass alsdann, wenn *c* geschlossen wird und auf *a* glühende Kohlen gelegt werden, das Holz sich entzündet und die nach unten schlagende Flamme durch *d* in *k* eintritt. Die vom Pulte auf den Boden fallenden Kohlen verbrennen, indem man durch die mit Registerthür versehene Oeffnung *c* nach Bedürfniss Luft hinzulässt, und die Verbrennungsproducte ziehen nach dem Canal *d*. Das verbrannte Holz wird fortwährend wieder ersetzt.

Fig. 99.

---

1) B. u. h. Ztg. 1859, S. 148. 2) Polyt. Centr. 1854, S. 249. 3) Bgwfr. 13, 414. 4) B. u. h. Ztg. 1871, S. 183. 5) Oestr. Ztschr. 1859, S. 44. Dingl. J. 110, 93; 175, 268. B. u. h. Ztg. 1859, S. 196, 389; 1860, S. 11; 1865, S. 316; Schles. Wochenschr. 1863, S. 259.

Diese Feuerung ist für metallurgische Zwecke weniger in Anwendung.

Fig. 100.

(Atvidaberger Kupferraffinirofen, Puddelöfen [1]), Quecksilberdestillation [2]), Holzdarren [3]) u. s. w.)

80. Herd- oder Arbeitsraum. Derselbe wird gebildet durch

Seitenwände.

1) die Ofenwände, welche man auf dem Fundamente aus nicht feuerfestem Material bis etwa zur Höhe der Rostlage aufmauert, dann aus feuerfestem Material entweder bis zum Ofengewölbe oder besser bis über dessen Scheitelpunkt aufführt, damit sie eine die Wärmestrahlung und Leitung verringernde Decke von Sand u. s. w. auf dem Gewölbe anzubringen gestatten. Bei gewöhnlicher Verankerung durch Stäbe lässt man die Herdwände aus 2 Futtern von je 1 Steinstärke neben einander bestehen, bei Verankerung mit eisernen Platten baut man Futter von nur 1 bis $1^1/_2$ Steinstärken. Wo die Herdwände sehr zu leiden haben, bestehen sie zuweilen aus mit einem schützenden Ueberzuge (Thon, Kalk, Eisenstein) versehenen hohlen Gusseisenwänden, durch Luft oder Wasser gekühlt (Puddelöfen).

Herd.

2) Den Herd, dessen Fläche im Verhältniss zur Rostfläche sich nach der Flammbarkeit des Brennmaterials und der zu erzeugenden Temperatur richtet (Röst- und Schmelzflammöfen). Bei Herstellung des Herdes kommt in Rücksicht:

Herdmaterial.

a) das Herdmaterial. Soll, wo dieses meistens der Fall, die Wärmeleitung vom Herde ab möglichst beschränkt, also die Hitze zusammengehalten werden (Schweissöfen, Oefen zum Umschmelzen des Roheisens, Blei- und Kupferschmelzöfen, Röstöfen u. s. w.), so stellt man den Herd zwischen den bereits vorhandenen Ofenwänden aus mit dem Fundament verbundenem soliden Mauerwerk her (Ausfüllung des Raumes bis zu einer gewissen Höhe mit gewöhnlichen Steinen und Belegen derselben mit einer feuerfesten Steinlage oder Ausstampfen des Raumes mit feuerfestem Schutt, und zwar zu unterst grobe Stücke, nach oben hin gesiebte Chamotte und feuerfester Thon). Zur Beschränkung des Materialverbrauches werden wohl in dem soliden Mauerwerk Oeffnungen oder gewölbte Räume ausgespart. Um eine Abkühlung der Herdoberfläche durch von unten andringende Feuchtigkeit zu verhüten, bedeckt man das mit Feuchtigkeitsabzügen versehene solide Mauerwerk mit einer Eisenplatte und bringt darauf lose feuerfeste Massen (Sayner Ofen zum Umschmelzen von Roheisen.)

Bedarf der Herd bei corrodirenden Substanzen u. s. w. einer Abkühlung von unten (Schlackenpuddeln von Stahl und Roheisen), so lässt man denselben aus hohlliegenden Eisenplatten bestehen, unter denen die Luft circulirt. Es lassen sich solche Oefen mit eisernem Herd auch für sehr hohe Temperaturen passend machen, wenn man die Feuergase durch den Fuchs unter dem Herd hin zur Esse leitet (Umschmelzen des Roheisens). Selten und nur wo eine corrodirende Wirkung nicht zu fürchten, werden die zu behandelnden Substanzen direct auf dem blossen Herd erhitzt (Röstöfen); meist bedarf's einer mehr oder weniger feuerfesten Sohle von darauf gebrachten losen Massen

1) Tunner's Leoben. Jahrb. 1847; B. u. h. Ztg. 1848, S. 226. 2) B. u. h. Ztg. 1854, S. 357. 3) Oest. Ztschr. 1859, S. 259.

(Quarz bei Kupfer-, Zinn-, Schweiss-, Gusseisenschmelz-Flammöfen u. s. w., Thon bei Bleiflammöfen, Mergel bei Treib- und Spleissöfen, basische Schlacken bei Puddelöfen).

Gestalt und Dimensionen.

b) Gestalt und Grösse des Herdes. Die natürlichste, der Gestalt jeder Flamme entsprechende Form des Herdraumes ist die einer nach der Längsaxe durchgeschnittenen Birne, deren schmales Ende in den Fuchs, das weitere in den Feuerungsraum mündet. Die Herdfläche selbst hat je nach dem darauf vorzunehmenden Process und nach lokalen Gewohnheiten die verschiedensten Querschnitte, kreisrunde, quadratische, oblonge, sechseckige, ovale u. s. w.

Die Grösse des Herdes richtet sich nach der Flammbarkeit des Brennmaterials, dem Verhalten der zu behandelnden Substanzen in der Hitze und der beabsichtigten Productionsgrösse. Weniger beschränkt in der Länge, darf man die Breite in einer gewissen Grenze nicht überschreiten, um alle Theile des Herdes mit dem Gezähe erreichen zu können. Schmelzflammöfen unterscheiden sich von den Röstflammöfen hauptsächlich durch ihren kleineren Herd und grösseren Feuerungsraum bei stärkerem Zug.

Die absolute Grösse des Feuerungsraumes hängt wieder wesentlich von der Beschaffenheit des Brennmaterials ab (Holz erfordert einen grösseren Feuerungsraum als Steinkohlen).

Feste und bewegliche Herde.

c) Unbewegliche und bewegliche Herde. Meist sind die Herde unbeweglich und dann entweder horizontal ohne oder mit Sumpf (Röstöfen), oder mehr oder weniger geneigt (Schmelzöfen). Dabei ist die Neigung eine gleichmässige, wenn das Schmelzproduct möglichst rasch aus dem Schmelzraum geschafft werden muss (Kärnthner Bleiofen) oder eine oxydirende Einwirkung auf dasselbe stattfinden soll (Umschmelzen des Roheisens) oder die Oefen haben nach der einen Seite hin eine Vertiefung (Sumpf) zur Ansammlung der geschmolzenen Massen, welcher bei jähem Abfall die Schmelzproducte gegen den Einfluss der Hitze und des Sauerstoffs schützen soll (englische und französische Bleiflammöfen mit Sumpf, Staffordshire-Ofen zum Umschmelzen des Roheisens).

Bewegliche Herde[1]) sollen entweder die Arbeit des Herdschlagens ausserhalb des Ofens erleichtern und rasche Auswechselung des Herdes bezwecken (Englischer Treibofen, Silberfeinbrennöfen) oder die Handarbeit ganz oder theilweise unnöthig machen (Brunton's Zinnerzröstofen mit rotirendem konischen Herd und eisernen Krählen[2]), Kuschel's und Hinterhuber's Röstofen[3]) mit rotirendem planen Herde und fixen hohlen Thonkrählen, welche gleichzeitig zum Chargiren dienen und dauerhafter sind als die eisernen, ferner eisenblecherne Röstherde, nach Art eines Tuches ohne Ende beweglich[4]), Brückner's Röstofen mit horizontal rotirendem Cylinder[5]), Rivot's Röstofen[6]) mit rotirendem Cylinder für Gold- und Silbererze mit überhitztem Wasserdampf, schwingende und rotirende Puddelöfen[7]), Maundlay's

1) Kerl, Met. 1, 488. Küstel Roasting, p. 91. 2) B. u. h. Ztg. 1859, S. 355. Specifications 1869, No. 3074. 3) Kärnthn. Ztschr. 1871, S. 169. B. u. h. Ztg. 1871, S. 320. 4) Bgwfr. 14, 207. 5) B. u. h. Ztg. 1869, S. 130; 1870, S. 441. Raymond, Mining Statistics 1870, p. 748. 6) Ann. d. min. 4 livr. de 1870, p. 84. B. u. h. Ztg. 1871, No. 3277. 7) B. u. h. Ztg. 1865, S. 288; 1866, S. 125; 1867, S. 59, 311; 1871, S. 81, 450, 452.

Flammofen mit rotirendem Herd zum Umschmelzen des Roheisens[1]), Ernst's rotirender Röstofen[2]) u. A.

Mehrfache Herde.

d) Einfache, Doppel- und Tripelherde. Die einfachen Herde entlassen die Feuergase durch den Fuchs; zur bessern Ausnutzung der Hitze hat man zwei (Doppelöfen) oder drei mit einander communicirende Herde (Tripelöfen), selbst vier, über einander gelegt (Mansfelder[3]), Parkes'[4]) und Kärnthner Doppelöfen[5]), Röstöfen für goldhaltige Schwefelkiese[6]), Mansfelder[7]) und Kärnthner Tripelöfen[8]). Den doppelsohligen Oefen zieht man meist verlängerte einsohlige Oefen wegen grösserer Einfachheit, geringerer Reparaturbedürftigkeit und bequemerer Arbeit vor (Fortschaufelungsöfen[9]), Vorwärm- und Vorglühherde bei Schweissöfen, Kärnthner Bleiflammofen[10]). Statt in einer Ebene legt man zuweilen mehrere Herde terrassenförmig neben einander. Während die Höhe der Terrassen meist nicht bedeutend, so besteht ein amerikanischer Röstofen[11]) für durch die Plattner'sche Chlorationsmethode zu entgoldende Erze aus 4 kurzen, aber hohen geneigten Terrassen mit entsprechender Brechung des Herdgewölbes.

(Zum Unterschiede von dem Vorhergehenden sind einfache und Doppelpuddelöfen solche, welche resp. nur an einer oder an beiden Seiten Arbeitsöffnungen haben.)

Herdgewölbe.

3) Herdgewölbe (Kuppel). Man setzt dasselbe aus besonders ausgewähltem Baumaterial auf die Langseitenwände des Ofens auf, giebt ihm mehr oder weniger Spannung, je nach der hervorzubringenden Temperatur und der Flammbarkeit des Brennstoffes (bei Steinkohlen z. B. mehr als bei Holz) und zieht dasselbe nach dem Fuchs hin zusammen. Während man durch Ueberdecken des Gewölbes mit einer Schicht von schlechten Wärmeleitern (Cinders, Asche, gepochte Schlacke, mit einer Lehmschicht glatt überzogen) den Wärmeverlust durch Ausstrahlung vermindern kann, so hat sich umgekehrt die Dauer der Gewölbe grösser erwiesen, wenn man sie aus einer dünnen feuerfesten Steinlage (z. B. Quarzziegeln) herstellt und diese sich von aussen durch die Luft kühlen lässt.

Die Herdgewölbe werden entweder aus Steinen — gewöhnlich gleichlaufend zur Längsrichtung des ganzen Ofens aufgestellt — aufgemauert, seltener aus feuerfester Masse aufgestampft. Zuweilen macht man behuf rascherer Abkühlung und bequemerer Herstellung des Herdes das Gewölbe in Gestalt einer abnehmbaren Kuppel (Hut, Haube) beweglich und lässt dasselbe entweder aus einer innen mit Thon ausgeschlagenen Eisenblechhaube oder aus in einem kuppelförmigen Eisengerüst befestigten Thonplatten (Treiböfen, Spleissöfen) bestehen.

Herdöffnungen.

Zu dem Herdraume führen nachstehende Oeffnungen:

Flammloch. Feuerbrücke.

1) Das Flammenloch (Flammenlucke) zum Eintritt der Flamme aus dem Feuerungsraum, nach unten durch die Feuerbrücke (Balken) begrenzt. Dieselbe besteht bei minderen Hitzen aus solidem Mauerwerk, wird aber für höhere Temperaturen behuf Kühlung durch Luft hohl gemacht oder gar aus mit feuerfestem Material umgebenen hohlen

---

1) Polyt. Centr. 1859, No. 11. 2) Küstel c. l., p. 93. 3) Kerl, Met. 1, 516. 4) B. u. h. Ztg. 1852, S. 265, 304; 1871, S. 321. 5) B. u. h. Ztg. 1863, S. 200; 1869, S. 137. 6) B. u. h. Ztg. 1869, S. 130. Kerpely's Fortschr. 5, 319. 7) B. u. h. Ztg. 1869, S. 445; 1870, S. 454. 8) Kerl, Met. 2, 58. 9) B. u. h. Ztg. 1870, S. 439; 1871, S. 245. 10) B. u. h. Ztg. 1869, S. 137. 11) St. Francisco Scientific Press 1871, Bd. 23, No. 11.

gusseisernen Körpern hergestellt, in denen Luft oder Wasser circulirt. Sie hat den Zweck, die gasförmigen Feuerungsproducte einzuengen und mit der durch den Rost getretenen Luft in innigere Berührung zu bringen, nnd es lassen in dieser Beziehung ihre Höhe über dem Roste und über der Herdfläche, sowie ihre Breite verschiedene Effecte erzielen.

Höhe der Feuerbrücke.

Um den Herdraum am besten zu erhitzen, ist bei beabsichtigter Gasfeuerung (hoher Brennstofflage) oder langflammigem Brennmaterial (z. B. Holz) in dünneren Lagen eine höher über dem Rost gelegene Feuerbrücke angezeigt, weshalb sich verstellbare Rostbalken empfehlen (Unterwind bei mageren Brennstoffen); bei kurzflammigerem Brennstoff (Steinkohlen) muss der Rost höher liegen. Bei hoher Lage der Feuerbrücke über dem Herde werden die Producte auf letzterem mehr vor dem Einflusse der Flamme geschützt (Eisenblechglühofen, Stahlpuddelöfen, Oefen zum Umschmelzen des Roheisens), als bei niedrigerer, während letztere aber zur rascheren und vollständigeren Erhitzung oder Schmelzung des Productes, z. B. Roheisens, beitragen kann. Um den Einfluss der Hitze gleich hinter der Feuerbrücke etwas zu moderiren, lässt man wohl von derselben eine durchlöcherte horizontale Zunge etwas in den Herdraum hineingehen (Waleser Kupfersteinröstöfen).

Chargir-öffnung.

2) Chargir- oder Eintrageöffnung. Dieselbe liegt, wenn grössere Stücke (Roheisen, Schwarzkupfer u. s. w.) oder kleinere Posten (Kärnthner Flammofen) mittelst Schaufeln einzutragen sind, gewöhnlich an einer Längsseite oder einer schmalen Seite des Ofens und kann gleichzeitig als Arbeitsöffnung dienen. Vorsetzthüren, an Angeln bewegliche Klappthüren, mit und ohne Thonausfütterung, oder Thüren an Gegengewichten oder Balanciers mit Kettensegmenten schliessen die Oeffnungen. Für grössere Chargen in Pulverform oder in kleinen Stücken befindet sich eine Oeffnung mit Fülltrichter und Schieber im Gewölbe, in welchen ersteren aus dem auf einer Eisenbahn darüber gefahrenen Fördergefäss dessen Inhalt entleert wird (Blei-, Kupferflammöfen). Bei fehlendem Fülltrichter kann die Oeffnung im Gewölbe durch einen Deckel oder eine mittelst Krahnes bewegliche Haube geschlossen werden. Auch flüssige Substanzen (Roheisen beim Puddeln) können auf diese Weise durchs Gewölbe in den Ofen gebracht werden.

Arbeitsöffnungen.

3) Arbeitsöffnungen (Arbeitsthore), je nach der Grösse des Herdes, dem vorzunehmenden Processe u. s. w. an einer kurzen Seite (Sächsischer Zinnerzröstofen, Kärnthner Bleiofen), oder an einer langen Seite (Puddelöfen, französischer Bleiflammofen, englische Kupfererzschmelzöfen, Schweissöfen), oder an beiden langen Seiten (Fortschaufelungsöfen und andere Röstöfen, englischer Bleiofen, Doppelpuddelöfen). Die Arbeitsöffnung liegt an der dem Rost gegenüber befindlichen schmalen Seite unter dem Fuchs, wenn der Zutritt der Luft zum Schmelzgut durch die Arbeitsöffnung möglichst vermieden werden soll (Kärnthner Bleiofen, Kupferraffinirofen). Zum Auflegen des Gezähes dient wohl eine Walze oder runde Ueberlegstange vor der Arbeitsöffnung, sowie vor der letzteren auch eine Esse angebracht sein kann (Zinnerzröstofen, Arsenikröstofen, Treibofen). Das Schliessen der Arbeitsthore geschieht wie das der Eintrageöffnungen. Ihre Höhe

über der Hüttensohle hängt hauptsächlich von den im Ofen zu verrichtenden Arbeiten ab, ist z. B. bei Kupferraffiniröfen niedriger, als bei Röstöfen.

Auslassöffnung.

4) Auszieh- und Abstichöffnung. Im Ofen behandelte feste Substanzen werden entweder durch die Arbeitsöffnung ausgezogen (Röstgut, Eisen- und Stahlluppen) oder durch sonst mit Platten verschlossene Oeffnungen in der Herdsohle nach unten in Gewölbe oder darin stehende Gefässe entlassen (Röstgut), zuweilen mittelst durch einen Schlitz im Herdgewölbe eingesenkter mechanischer Abstreichvorrichtung (mechanischer Röstofen von Kuschel und Hinterhuber S. 185). Flüssige Producte laufen entweder durch die Arbeitsöffnung von selbst ab (Glätte im Treibofen, Blei im Kärnthner Flammofen) oder werden durch dieselbe zeitweilig ausgezogen (Abstrich beim Abtreiben, Schlacken vom Kupferschmelzen und Spleissen) oder aus einem Sumpf in Herde ausgeschöpft (raffinirtes Kupfer, umgeschmolzenes Roheisen) oder durch im tiefsten Punkte des Herdes mündende Stichcanäle in Vorherde (Spleissofen, englischer und französischer Bleiflammofen), in Formen (Kupferstein, umgeschmolzenes Roheisen) oder in Wasser (Granuliren von Kupfer) abgelassen u. s. w.

Späheöffnungen.

5) Spähe- oder Visirlöcher in den Arbeitsthüren und an anderen Stellen der Ofenwände (über den Arbeitsöffnungen, über dem Stich, am Fuchs u. s. w.), zur Beobachtung des Ofeninnern, zuweilen auch zur Einführung von Arbeitsgezäh bestimmt, durch Thonpfropfen oder mittelst Handhabe durch einen vorgesetzten mit Thon ausgefütterten Rahmen oder durch brillenartige Schilder zu schliessen, welche, an einem Stift drehbar, die Oeffnungen durch ihre eigene Schwere decken, wie Schilder vor den Schlüssellöchern. Solche Schaulöcher kann man auch mit Glimmerblättchen versehen.[1])

Luftzuführungsöffnungen.

6) Luftzuführungsöffnungen. Nicht selten führt man durch seitliche Canäle hinter der Feuerbrücke Oxydationsluft zu (Kupferraffiniröfen, Röstöfen), bei Gebläseofen durch Formöffnungen (Kannen), an einer Seite der Feuerbrücke Gebläseluft (Treib-, Spleiss-, Bleiraffiniröfen) u. s. w.

Fuchs.

7) Fuchs (S. 179). Lage und Weite desselben richten sich nach dem auf dem Herde vorzunehmenden Process und der in demselben zu erzeugenden Temperatur. Die normalste Lage ist im Niveau des Herdes und in der Achse des Ofens, wobei der horizontale oder ansteigende Fuchs zweckmässig die ganze Breite des Herdes an dieser Stelle besitzt oder der Herdgrundriss sich nach dem Fuchse zu verengert. Je nach der erforderlichen Grösse der Ausflussöffnung ist diese dann mehr breit als hoch oder quadratisch. Sollen die Einsätze nur schwach erhitzt werden, so liegt der Fuchs oben im Gewölbe des Herdes (Röstöfen), will man stark heizen, mehr im Niveau des Rostes und nach unten stark geneigt zur Esse führend (Puddel- und Schweissöfen). Lange horizontale oder schwach ansteigende Füchse beeinträchtigen den Zug. Sollen in letzterem Falle geschmolzene Massen nicht in den Fuchs eindringen, so verhindert man dieses durch eine kleine nöthigenfalls durch Luft oder Wasser zu kühlende Mauerung oder

---

1) B. u. h. Ztg. 1866, S. 264.

einen hohlen Eisenbalken (Fuchsbrücke, kleine Feuerbrücke), über welche man aber zuweilen Schlacken nach dem tiefsten Punkte des Fuchses und hier durch eine mit glühenden Kohlen heiss zu haltende Oeffnung aus dem Ofen entlässt (Schweissöfen). Ist bei Abführung der Feuergase die dem Zuge nachtheilige Reibung möglichst zu vermeiden, so muss der Fuchs möglichst direct und frei von unnützen Krümmungen und Ecken bei nicht abnormen oder unregelmässigen Querschnitten zur Esse führen; zuweilen passiren aber Feuergase und Dämpfe vor dem Eintritt in die Esse noch Flugstaub- oder Condensationskammern. Während zu enge Füchse die Reibung vermehren und dadurch Zug und Verbrennung beeinträchtigen, so entlassen zu weite Füchse zu rasch die Wärme. Um einen zu weiten Querschnitt zu verändern, versieht man deshalb wohl ansteigende oder horizontale Füchse mit von oben oder seitlich einzusetzenden Schiebern (Register) von Eisen oder Thon, falls man bei höhern Temperaturen nicht vorzieht, statt des sehr leidenden Registers im Fuchs, eine Klappe auf der Esse zur Regulirung des Zuges anzubringen. Dürfen die gas- oder dampfförmigen Producte aus dem Herdraum zeitweilig dem gewöhnlichen Fuchse nicht zugeführt werden (z. B. beim Chargiren in Arsenikröstöfen), so hat wohl am Ofen man einen Nebenfuchs (verlorner Fuchs) mit eigener Esse, der unter Verschluss des Hauptfuchses zu Zeiten geöffnet wird.

Die aus dem Fuchse entweichenden Feuergase (Ueberhitze) werden entweder direct der Esse zugeleitet oder zuvor noch weiter benutzt, z. B. zur Dampferzeugung (Puddel- und Schweissöfen), zur Winderhitzung in Röhrenapparaten oder Siemens'schen Regeneratoren, zum Trocknen und Darren von Brennstoffen, zur Erhitzung von Röstvorrichtungen (Spence's Ofen [1]) u. A.

81. Esse. [2]) Dieselbe soll die S. 179 angegebene Wirkung herbeiführen und befindet sich gewöhnlich an der einen Seite des Ofenkörpers und mit diesem durch den Fuchs in Verbindung, falls nicht für mehrere Oefen eine gemeinschaftliche Esse vorhanden oder zwischen dieser und dem Fuchse Rauchcondensationsvorrichtungen eingeschaltet sind. Wirkungsweise.

Das Princip der Essen behuf Erzeugung von Zug basirt auf der verschiedenen Dichtigkeit, somit der verschiedenen Schwere der T^0 heissen Luft im h Meter hohen Schornstein und eines gleichen Volums gewöhnlicher atmosphärischer Luft von t^0 Temperatur. Theorie der Essen.

Reducirt man nun mit Hilfe des Gay-Lussac'schen Ausdehnungscoefficienten die Höhe der kalten Luftsäule von t^0 auf die Höhe, bis zu welcher sie sich beim Erhitzen auf T^0 ausdehnen würde, und zieht die erstere Zahl von letzterer ab, so lässt sich die Differenz als eine Fallhöhe betrachten, aus welcher man nach der betreffenden Formel für den Fall der Körper die zugehörige Endgeschwindigkeit finden kann, welche theoretisch der Ausströmungsgeschwindigkeit G der Luft am Ende des Schornsteines entspricht, und zwar ist nach Scheerer's Berechnung [3])

$$G = 7.90 \sqrt{h \left(\frac{1 + T \,.\, 0.003665}{1 + t \,.\, 0.003665} - 1 \right)}$$

1) B. u. h. Ztg. 1865, S. 26; 1866, S. 304. 2) Kerl, Met. 1, 494. Scheerer, Met. 1, 398, 500. Dürre, Giessereibetrieb 1, 430, 433, 454, 472; 2, 262. Wirkung der Esse: Berggeist 1861, No. 69. Ztschr. d. Ver. deutsch. Ingen. 10, 431. Knapp's chem. Technol. 1, 314. Geraderichten schiefer Essen: Berggeist 1866, No. 45. Polyt. Centr. 1867, S. 724. Abtragen hoher Schornsteine: B. u. h. Ztg. 1871, S. 435. 3) Scheerer, Met. 1, 398.

Erfahrungsmässig beträgt die wirkliche Geschwindigkeit der aus der Esse ziehenden Gase etwa nur $^1/_4$ der berechneten, indem deprimirend auf den Effect wirken: die Reibung der Luft im Fuchs, im Schornstein und zwischen den Roststäben, die Erhitzung der Luftsäule über die Esse hinaus, die wechselnde Zusammensetzung der Feuergase, Witterungseinflüsse[1]), namentlich Winde[2]), Schutzvorrichtungen gegen dieselben (Essenhüte, Dächer u. s. w.) u. A. Peclet[3]) hat für einen Theil dieser Einflüsse das theoretische Resultat corrigende Coefficienten gefunden, ein anderer Theil entzieht sich aber der Calculation, so dass die aufgestellten Formeln keinen absoluten Werth für die Berechnung der Essen geben, aber doch nachstehende Daten liefern: senkrechte Essen sind gegen geschleifte, in Bezug auf Luftgeschwindigkeit, die vortheilhaftesten und zeigen um so stärkern Zug, je höher sie sind, je geringere Reibung bei zweckmässigem Querschnitt darin stattfindet, je weniger sich die Gase in der Esse abkühlen (in Folge hinreichender Dicke und Dichtigkeit der Wände, sowie Trockenhaltens derselben) und je grösser die Temperaturdifferenz zwischen der Essen- und der äussern Luft ist. In verschieden hohen Essen verhält sich der Zug unter sonst gleichen Umständen wie die Quadratwurzeln der Höhen. Der Berechnung gegenüber hat man auch Instrumente zum Messen des Zuges (Zugmesser[4]) angewandt.

Bei Herstellung der Essen kommen hauptsächlich nachstehende Punkte in Rücksicht:

Essenmaterial.

1) das Baumaterial und zwar

Gemauerte Essen.

a) Steine. Derartige Essen von rundem oder quadratischem Querschnitt, am häufigsten angewandt und für längere Dauer berechnet, werden entweder neben dem Ofen auf einem massiven Fundament erbaut und stehen mit ihrem unteren Theil durch den Fuchs mit dem Arbeitsraum in Verbindung; oder es wird die Esse zweckmässiger durch eiserne, auf gegossenen Trageständern ruhende Platten getragen und es bedarf nur eines kurzen Fuchses bei dem theilweisen Einragen des Flammofens in den Zwischenraum zwischen den Tragsäulen; oder es haben, behuf Ersparung von Raum, Anlagekosten und Brennstoff, zur Beseitigung von Rauch u. s. w. mehrere Flammöfen eine gemeinschaftliche in einiger Entfernung stehende Esse, zu welcher unterirdische Canäle von den einzelnen Oefen führen. Diese müssen in einer gewissen Ordnung in den Schornstein münden, damit der Zug der einzelnen Oefen nicht leidet. Die Essen erhalten ein Futter, in den unteren Theilen feuerfest, und um dieses eine Armatur aus Stein oder Eisen (Blech oder Gusseisen). Dadurch gekühlte Essen, dass man zwischen äusserer und innerer Mauerung einen der Luft zugängigen Zwischenraum lässt, oder Essen mit durchbrochenem Rauhgemäuer haben nicht immer bessere Resultate gegeben als volle Essen.

Zur Regulirung der Temperatur befindet sich meist oben auf der Mündung der Esse eine stellbare Klappe.

Eiserne E.

b) Eisen. Häufiger aus Eisenblech, als aus Gusseisen gefertigt, haben dieselben vor den gemauerten Essen Raumersparniss, geringeres Gewicht, raschere Herstellung, geringere Ansprüche an den Baugrund und geringere Reibungswiderstände voraus, kühlen jedoch die darin befindliche Luftsäule rascher ab, ziehen aber trotzdem wegen ihrer Glätte besser als gemauerte. Leichter zerstörbar als diese werden sie meist angewandt, wenn es auf rasche und provisorische Herstellung auf nicht lange Dauer ankommt oder wenn der Baugrund nicht sehr günstig ist. Durch Klappenventile in den Essen lässt sich der Zug reguliren.

---

1) Ztschr. d. Ver. deutsch. Ingen. 14, 383. 2) B. u. h. Ztg. 1864, S. 219; 1866, S. 304.
3) Peclet, über die Wärme und deren Verwendung. Deutsch v. Hartmann 1860, Bd. 1, S. 157.
4) List's Zugmesser in Dingl. J. 171, 43.

2) Die Dimensionen. Die Höhe der Esse wird durch die Dichtigkeit des Brennstoffes, die Grösse der Stücke, die zu erzeugende Temperatur u. A. normirt und mit ihrer Zunahme steigt der Zug. Essendimensionen.

Der höchste Schornstein Deutschlands[1]) in der Bochumer Gussstahlfabrik hat 138.7 M. Höhe über dem Fundament, Tiefe des Fundamentes 4.55 M., Durchmesser im Fundament 9.41 M., im Sockel. 9.1 M., lichte Oeffnung unten 5 M., oben 2.82 M. mit noch 392 Mm. Mauerstärke.

Der Querschnitt der Esse richtet sich nach dem zur Verbrennung einer gewissen Menge Brennstoffs erforderlichen Luftvolum in der Zeiteinheit, der mittleren Temperatur der Luft in der Esse[2]), der Grösse der Reibungswiderstände, der Lage und dem Querschnitt des Rostes u. A. Das Verhältniss zwischen dem Flächeninhalt der Rostöffnungen und dem Essenquerschnitt liegt gewöhnlich zwischen 1:1 und 2:1. Einem die wenigste Reibung verursachenden runden Querschnitt giebt man eisernen und hohen gemauerten Essen, niedrigen der billigeren Steine wegen meist einen quadratischen, seltener oblongen Querschnitt. Derselbe bleibt am günstigsten in der ganzen Höhe sich gleich, verengert sich aber bei eisernen Essen häufig nach oben behuf Vermehrung der Standfähigkeit, seltener tritt eine Erweiterung desselben nach oben ein.[3])

Zuweilen kann es in ökonomischer Hinsicht sich empfehlen, statt einer höheren Esse eine niedrigere mit eingeleitetem Dampfstrahl oder einen Exhaustor anzuwenden; selten fehlt eine Esse an Flammöfen ganz (Treiböfen und Spleissöfen mit Holz gespeist).

82. Arbeiten in Flammöfen. Diese weichen, je nachdem der Ofen ein Röst- oder Schmelzofen, etwas ab und können im Allgemeinen folgende sein:

1) Die Herrichtung des Ofenherdes entweder aus feuerfestem Mauerwerk (Röstöfen, Oefen zum Umschmelzen des Roheisens), aus Gusseisen (Bleiraffiniröfen), aus aufgestampften feuerfesten Massen, wie Mergel (Treib- und Spleissöfen), Thon (Bleiraffiniröfen, Bleiflammöfen) u. s. w., aus aufgebrannten feuerfesten Massen (Quarzherde in Kupferflammöfen, Oefen zum Umschmelzen von Roheisen, Schweissöfen), aus strengflüssigen Schlacken (Puddelöfen). Herdzurichtung.

2) Das Chargiren, das Einbringen der Substanz durch die Arbeitsthüren oder Trichter im Gewölbe oder durch die Krählvorrichtung (Kuschel's und Hinterhuber's Röstofen, S. 185), Ausbreiten desselben oder ungleichmässige Vertheilung an verschiedenen Stellen. Meist geschieht das Chargiren intermittirend, doch hat man auch Röstöfen mit continuirlichem Betriebe, bei welchen man das Erz u. s. w. in unterbrochenem Strome auf den Herd bläst (Ofen von Keith[4]), oder dasselbe durch eine Kette ohne Ende, eine Schnecke u. s. w. langsam über den Herd führt (Ofen von O'Hara[5]), Wilson[6]), Corbell und Bradford[7]), oder dasselbe fortschaufelt (Fortschaufelungsöfen). Chargiren.

3) Arbeiten im Herde. Bei Röstöfen bestehen die Hauptmanipulationen in einem Durchkrählen, Wenden und Translociren oder Manipulationen.

1) Berggeist 1865, No. 96. Kerl, Met. 1, 495. 2) Berggeist 1865, No. 73. 3) Dingl. 161, 431, 432. Schles. Wochenschr. 1861, No. 32. B. u. h. Ztg. 1862, S. 256, 344. 4) B. u. h. Ztg. 1865, S. 117; 1870, S. 417, 433. 5) B. u. h. Ztg. 1869, S. 282. 6) B. u. h. Ztg. 1869, S. 129. 7) B. u. h. Ztg. 1852, S. 265; 1869, S. 129.

zeitweiligen Fortbewegen der Substanzen (Fortschaufelungsofen), Zerklopfen von Sinterknoten, Einmengen von Zuschlägen, Probenehmen u. s. w. Man hat die Handarbeit wohl durch mechanische Vorrichtungen entbehrlich zu machen gesucht (Parkes' Röstofen mit rotirendem Krähl S. 186, Brunton's und Kuschel-Hinterhuber's Ofen mit rotirendem Herd S. 185, Brückner's Ofen mit rotirendem Cylinder S. 185). Eiserne Krähle (Oefen von Parkes und Brunton) sind wandelbarer als solche aus feuerfester Masse (Ofen von Kuschel und Hinterhuber) und erstere deshalb weniger zur Geltung gekommen. Die mechanischen Röstöfen gestatten Brennstoff-, Zeit- und Löhneersparung, der Kuschel'sche z. B. für Zinkblende resp. 43 Proc. an Brennstoff und 68 Proc. an Löhnen gegen einen Fortschaufelungsofen. In Schmelzöfen beschränken sich die Arbeiten meist auf ein Durchrühren, Zusetzen von Zuschlägen und Probenehmen. Auch hier hat man die Handarbeit beim Umrühren durch mechanische Mittel ersetzt (schwingende Puddelöfen, mechanische Puddler).

Den Verlauf der Arbeit beurtheilt man nach dem Aussehen der Massen im Ofen (Abtreiben, Puddeln), durch Spanproben (Gaarkupfer), durch Schöpfproben nach Farbe, Bruchansehn, Sprödigkeit, Oberflächenbeschaffenheit u. s. w. (raffinirtes Kupfer, Kupferstein, Zinn, Roheisen), durch Auslaugeproben (Rösten von silber- oder kupferhaltigen Substanzen).

Schüren u. Rostlüften.

4) Beschüren des Herdes und Lüften des Rostes in verschiedener Weise, je nachdem eine helle, Klinkerrost- oder Gasfeuerung stattfindet. Bei directer Feuerung erhält man auf dem Roste der Röstöfen mit verhältnissmässig grossem Herde eine höhere Brennmaterialschicht, in Folge dessen sich brennbare Gase in reichlicherer Menge erzeugen, welche den Raum über dem Röstgute im Herde einnehmen, mit der durch die Arbeitsöffnungen zutretenden Luft verbrennen und das Röstgut in eine gleichmässige, nicht zu hohe Temperatur versetzen. Bei Schmelzöfen dagegen, welche einen grösseren Rost und kleineren Herd haben, erhält man zur Steigerung der Hitze eine niedrigere Brennstoffschicht auf dem Roste, so dass die theilweise unzersetzt durch den Rost hindurch gehende Luft sich erwärmt, beim Eintritt der Gase durch das Flammloch in den Herd sich damit mengt und letztere lebhaft verbrennt. Durch Zuführung am bestem heisser Verbrennungsluft durch Schlitze in oder vor der Feuerbrücke kann die Verbrennung noch gesteigert werden. Das Annässen der Steinkohlen ist verwerflich. [1])

Die Asche fällt entweder von selbst durch den Rost oder wird durch dessen Zwischenräume herabgestockelt oder durch Ausziehen von Roststäben oder mechanische Mittel (Schüttelrost) u. dgl. m. beseitigt.

Ausräumen, Abstechen.

5) Entfernung der bearbeiteten Massen aus dem Herde. Aus Röstöfen entfernt man pulverförmiges Röstgut (Staubrösten) durch Ausziehen mit Krücken aus der Arbeitsöffnung auf die Hüttensohle oder in Gefässe, oder durch eine mit einer Thon- oder Eisenplatte zu bedeckende Oeffnung in der Herdsohle in einen darunter befindlichen, wohl mit Transportgefässen versehenen Raum, aus

1) B. u. h. Ztg. 1871, S. 444.

welchem dann noch entwickelte Gase und Dämpfe in einen Schornstein gelangen. Beim Sinter- und Schlackenrösten erfolgende gefrittete oder schlackige Massen zieht man durch die Arbeitsthür aus oder sticht sie in letzterem Falle ab. — Aus Schmelzöfen fliessen die erzeugten Producte entweder von selbst ab (Blei aus dem Kärnthner Ofen, Glätte und Abstrich aus dem Treibofen) oder werden abgestochen (Spleissofen, englischer und französischer Bleiflammofen, Kupfererzschmelzofen, Zinnofen, Oefen zum Umschmelzen des Roheisens) oder werden durch die Arbeitsöffnungen in flüssigem Zustande (Rückstände aus den Bleiöfen) oder fest (Puddel- und Schweissöfen, Treiböfen) herausgeschafft oder aus dem Sumpfe des Herdes herausgekellt (Kupferraffiniren, Umschmelzen des Roheisens) u. s. w. Die geschmolzenen Massen gelangen entweder direct auf die Hüttensohle (Glätte, Schlacken) oder in Fördergefässe (Glätte, Schlacken) oder in Formen aus Sand (Kupfersteine, Roheisen) und Eisen (Roheisen) oder in Wasser (Granuliren von Roheisen, Kupfer, Kupferstein) oder werden aus einem Stechherde in Formen ausgeschöpft (Werkblei, Zinn) oder aus dem Herd in Scheiben gerissen (Kupferstein, Gaarkupfer) u. s. w.

Ausbrechen des Schmelzherdes.

6) Beseitigung des Schmelzherdes. Durch Eindringen von Schwefelmetallen, Metallen (Kupfer, Eisen), Oxyden (Glätte) u. s. w. werden die Herdmassen mehr oder weniger hart. Gelingt das Ablösen derselben mit einem Spitzhammer nicht (z. B. öfters bei Kupferraffiniröfen), so müssen sie zerschlagen, zersägt, mit Pulver oder Nitroglycerin gesprengt oder in Weissgluth versetzt und dann mit kaltem Wasser plötzlich in Berührung gebracht werden. Die Dauer des Herdes hängt von der Höhe der darin hervorzubringenden Hitze, der Feuerbeständigkeit des Materials und der corrodirenden Wirkung der Substanzen ab.

Während z. B. geröstete Kupfererze in Stücken den Herd weniger angreifen, weil die ausschmelzenden leichtflüssigen Schwefelmetalle durch die Zwischenräume der Stücke auf die Sohle gelangen und diese mit einem schützenden Ueberzuge versehen, so ist dieses bei Pulverform des Erzes nicht der Fall und die Oxyde wirken auf die Sohle stärker corrodirend ein.

Reparaturen.

7) Reparaturen am Ofengemäuer. Diese sind um so häufiger vorzunehmen, je höher die Temperatur im Ofen und je weniger feuerfest das Ofenbaumaterial.

83. Beispiele. Nachstehende Beispiele werden die Einrichtung von Röst- und Schmelzöfen erläutern.

Beispiele. Röstöfen.

Einherdiger Bleierzröstofen mit Flugstaubkammern (Fig. 101. 102). *a* Rost aus 5 Traillen, 1.778 M. lang und 0.392 M. breit. *b* Schürloch. *c* Aschenfall. *d* Feuerraumgewölbe. *e* Feuerbrücke. *f* Herd, 3.138 M. lang und 2.249 M. breit. *g* Fuchs, in die auf dem Herdgewölbe *h* und der Schlackenschicht *i* ruhenden Flugstaubkammern führend. Das Herdgewölbe steht in der Mitte 0.366, an den Seiten 0.262 M. vom Herde ab. *k* Esse. *l* Arbeitsöffnung, 0.837 M. breit und 0.366 M. hoch. *m* Chargircanal. *n* und *o* Feuchtigkeitsabzüge.

Mansfelder Doppelröstofen (Fig. 103. 104). *a* oberer Herd, 2.823 M. lang und 3.058 M. breit. *b* Unterer Herd, 2.563 M. lang und 3.006 M. breit. *c* Feuerbrücke, 2.066 M. lang, 0.262 M. breit, 0.314 M. über dem Herd und 0.366 M. über dem Rost. *d* Fuchscanal zwischen beiden Herden. *f* Gewölbe. Das Herdgewölbe steht in der Mitte 0.523 M., an der Feuerbrücke 0.471 M. vom Herd ab. *g* Oeffnung zum Herabschaffen des Röstgutes aus dem oberen in den unteren Herd. *h* Arbeitsöffnung mit Gezähwalze. *i* Esse. α, β, γ, δ Flugstaubkammern.

Parkes' Kupfererzröstofen mit Krählvorrichtung (Fig. 105). *a* kreis-

runder unterer Herd von 3.77 M. Durchmesser, mit Gewölbe *f*, welches als Träger für den oberen Herd *b* dient. *c* und *d* Gewölbe, durch vertikale Canäle mit dem Herd *a* in Verbindung. Entfernung des oberen Herdes vom unteren in der Mitte 1.26 M., an den Seiten 0.63 M. *n* Feuerungsraum von 1.26 M. Länge und Breite. *o* Feuerbrücke, 0.63 M. hoch, 0.63 M. lang und 1.26 M. breit, mit 0.63 M. hohem Flammloch darüber. *k* Arbeitsöffnung von 0.94 M. Breite und 0.63 M. Höhe, mit gusseiserner Doppelthür zu verschliessen. Der Fuchs zwischen oberem und unterem

Fig. 101.

Herd ist 1.26 M. lang und 0.32 M. breit. *g* Gewölbe des oberen Herdes mit Chargirloch *l*. *q* Fuchs. *r* Schornstein. *m* stehende hohle gusseiserne Welle mit Armen.

Fig. 102. Fig. 104.

an welchen sich Zinken befinden. Wegen Wandelbarkeit der eisernen Krählen, namentlich bei Steinkohlenfeuerung und für geschwefelte Erze hat der in seinem Principe so viel versprechende Ofen keine allgemeinere Anwendung gefunden. Der Ofen von Kuschel und Hinterhuber (S. 185) mit rotirendem Herde und feuerfesten Thonkrählen ist zweckmässiger construirt.

Stolberger Doppelfortschaufelungsofen (Fig. 106. 107). *a* unterer Herdraum, 6.5 M. lang, 2.3 M. breit und bis zum Gewölbe 0.44 M. hoch. *b* oberer

Fig. 106.

Fig. 107.

Herdraum, vorn 0.33 M., hinten 0.35 M. hoch. *c* Feuerbrücke, 1.5 M. lang, 0.4 M. breit, 0.75 M. hoch über dem Roste und 0.31 M. hoch über dem Herde. *d* Flammloch, 0.28 M. hoch. *e* Arbeitsöffnungen. *f* Fällöffnung. *g* Rost, 1.5 M. lang und 0.45 M. breit.

Zugeschmelzofen.

Englischer Zinnofen (Fig. 108. 109). *a* Schürloch. *b* Nebenfuchsöffnung, nur beim Chargiren geöffnet, um den Luftzug nach der Esse hin und das Verstäuben von Schlieg möglichst zu verhindern. *c* Chargiröffnung. *e* Stechherd. *f* Fuchs. *l* Schornstein. *x* Luftcanal in der Feuerbrücke, mit dem in die Luft mündenden Canal *s* verbunden. Der Herd ist 1.412 M. lang und 1.02 M. breit.

Gebläseschmelzofen.

Kupfergranulirofen (Fig. 110. 111). *a* Fundament. *b* Grundabzug von 288 Mm.-Q. *c* Rauhgemäuer. *d* Schlackenloch, 392 Mm. weit und 706 Mm. hoch. *e* Stich-

Fig. 105.

loch. *f* eiserne, mit Gestübbe ausgeschlagene Gosse. *g* Formen oder Kannen. *h* Feue-

Fig. 106. Fig. 109.

rungsraum. *i* Schürloch. *k* Feuerbrücke. *l* Flammloch. *m* Haube, 1.831 M. über der

Mitte des Herdes hoch, darin Kühlloch mit Deckel *n*. *o* Verankerungssäule. *p* Schlacken-

Fig. 110.

herd, 262 Mm. dick. *q* Barnsteinherd, 144 Mm. dick und von 2.667 M. Durchmesser. *r* Schmelzsohle aus Gestübbe und Mergel. *s* Höllenmauer. *t* Rost. *u* Windstock.

Fig. 111.

v Granulirfass mit eisernem Deckel. *w* Wasserrinne. *x* Wasserbottich. *y* Oeffnung zum Einfliessen des Kupfers. *z* Gestübbe.

9. Gefässöfen.

84. Allgemeines. In denselben werden die zu behandelnden Substanzen in Gefässen aus Thon, Guss- oder Schmiedeeisen einem Glühe- oder Flammenfeuer ausgesetzt, wenn die atmosphärische Luft ausgeschlossen werden muss (Saigern von Schwefelantimon, Gussstahlschmelzen, Cementiren des Eisens) oder wenn dampfförmige Körper aufzufangen und zu condensiren sind (Quecksilber-, Zink-, Schwefel-, Arsengewinnung) oder wenn Gase oder Dämpfe ungemischt mit den Verbrennungsproducten bleiben sollen (schweflige Säure zur Schwefelsäurebereitung, arsenige Säure). Hinsichtlich der Brennmaterialausnutzung sind diese Oefen weniger ökonomisch. Nach Früherem (S. 50) gehen z. B. beim Umschmelzen des Roheisens in Tiegeln gegen 86 Proc. Brennmaterial für die Schmelzung verloren. Anwendbarkeit.

Classification.

Man benennt diese Oefen entweder nach ihrer Gestalt (Tiegel-, Muffel-, Röhren-, Retorten-, Galeerenöfen) oder nach dem darin vorzunehmenden Processe, als: Röstöfen (für Blende, Arsen, Kiese), Schmelzöfen (Probiröfen, Gussstahlöfen, Silberfein-Brenn- und Schmelzöfen, Montefiore-Ofen zur Zinkstaubverarbeitung), Sublimiröfen (Fliegenstein, Raffination von arseniger Säure, Schwefelarsen, Schwefel), Destilliröfen (Schwefel, Zink, Quecksilber), Saigeröfen (Schwefelantimon, Wismuth, Blei- Silber- Kupferlegirungen, eisenhaltiges Zinn), Cementir- und Glühöfen (Cementiren von Eisen, Glühen von Draht).

Da die Gefässöfen bei ihrer sehr mannigfaltigen Einrichtung von allgemeineren Gesichtspunkten aus sich kaum betrachten lassen, so sollen die verschiedenen Constructionen bei den betreffenden Metallen näher erläutert werden.

2. Capitel. Nebenapparate für trockne Processe (Rauchbeseitigungs-Vorrichtungen).

Hüttenrauch.

85. Allgemeines. Bei manchen Processen entweichen aus den Hüttenapparaten pulverförmige Substanzen, Dämpfe und Gase, welche unter dem Namen Hüttenrauch (Flugstaub, Nicht, Hüttennicht) bekannt, einestheils zu Metallverlusten führen [1]), anderntheils auf den thierischen Organismus und die Vegetation der Umgegend einen schädlichen Einfluss [2]) ausüben, so dass die Hüttenbesitzer oft beträchtliche Entschädigungen [3]) für Verwüstung der Aecker durch Hüttenrauch zahlen müssen.

Schädliche Wirkung.

a) Pulverförmige Körper, meist feine Erz- und Kohlentheilchen, können auf die Vegetation schädlich wirken durch ihre hohe Temperatur, durch Verstopfung der Pflanzenporen [4]) und ihren Gehalt an wasserfreien schwefelsauren Salzen, welche in Folge schwacher Befeuchtung durch Nebel und Thau in concentrirte Auflösung gehen und die Pflanzen zerstören, durch Regen aber abgewaschen und in Folge der Verdünnung weniger schädlich werden. Aehnlich wirkt schwefelsäurehaltige Asche von Braunkohlen. Verdünnte Auflösungen von Sulfaten des Zink-, Kupfer-, Eisen-, Kobalt- und Nickeloxydes zeigten nach Freytag bei 0.1 Proc. Gehalt davon beim Begiessen nicht die geringste Störung des Wachsthums der Pflanzen; nach andern Angaben [5]) tödten $^1/_{40}$ Proc. schwefelsaures Kupferoxyd, $^1/_{25}$ Proc. schwefelsaures Kobaltoxyd und $^1/_{15}$ Proc. schwefelsaures Nickeloxyd in Lösung die gewöhnlichen landwirthschaftlichen Culturpflanzen. In kalkigem Boden thuen die Sulfate keinen Schaden.

b) Metalldämpfe pflegen auf den thierischen Organismus schädlicher einzuwirken, als auf den pflanzlichen. Am schädlichsten tritt das Blei [6]) in seinen flüchtigen Verbindungen (Bleioxyd, Sulfat, Schwefelblei) auf; dasselbe wird von keinem anderen Gifte in der Langsamkeit und Dauer, aber Sicherheit der Wirkung über-

---

1) B. u. h. Ztg. 1862, S. 382; 1871, S. 431. 2) Dr. Moritz Freytag, wissensch. Gutachten über den Einfluss, welchen die Hüttenwerke der Mansfelder kupferschieferbauenden Gesellschaft auf die Vegetation der benachbarten Grundstücke und indirect auf Menschen und Thiere ausüben. Eisleben 1870. Berggeist 1870, No. 83. Eulenberg, schädliche und giftige Gase 1865. Pappenheim, Handb. d. Sanitäts-Polizei, 2 Bde., 1870. Percy, Metallurgy of Lead. 1870, p. 523. Reich, Wirkungen des Hüttenrauches in B. u. h. Ztg. 1858, S. 165; 1867, S. 175. Sonnenschein in Dingl. J., Bd. 200, S. 336. American Journ. of mining. 1868, Vol. 6, p. 90. 3) B. u. h. Ztg. 1867, S. 175. 4) Polyt. Centr. 1866, S. 1550. 5) Berggeist 1870, No. 83. 6) Kerl, Met. 1, 543. Tanquerel des Plantes, die gesammten Bleikrankheiten, deutsch v. Frankenberg. Quedlinburg 1862. Weickert, über die Krankh. d. Hüttenarbeiter in den Schmelzhütten bei Freiberg in Hartm. allgem. B. u. h. Ztg. 1862, No. 41, 43. Vohl, schädlicher Einfluss des Rauches der Blei- u. Zinkhütten in Dingl. 169, 204. Mittel gegen Bleivergiftung in Dingl. 197, 93. Brockmann, metallurgische Krankheiten des Oberharzes. 1851.

troffen und erreicht den höchsten Grad seines schädlichen Einflusses in der furchtbaren, Hüttenkatze (Tabes saturnina) genannten Krankheit der Bleihüttenarbeiter.

Auf Vegetabilien scheint das Blei weniger zu wirken; der sterile Boden um Bleihütten herum wird meist der Wirkung der schwefligen und Schwefelsäure zugeschrieben, es kann jedoch Blei, durch den Einfluss von Bestandtheilen der Atmosphärilien (Ammoniak, Salpetersäure) löslich gemacht, in den Erdboden eindringen und sich mit den zur Ernährung der Pflanzen dienenden löslichen Humusbestandtheilen zu unlöslichen Verbindungen (humussaurem Bleioxyd) vereinigen. Für eine solche Wirkung sprechen die Einflüsse der Oberharzer Fluthabgänge aus den Pochwerken.[1] Arsenikalische Dämpfe wirken ungleich milder, als arsenige Säure in Substanz und als Bleioxyd, auf den thierischen Organismus; Arsenikarbeiter sind häufig sehr wohl genährt und leiden nur an Geschwüren zwischen Armen und Beinen in Folge ätzender Einwirkung von Arsenikstaub. Die Pflanzen scheinen nicht von den Dämpfen zu leiden; es zeigt z. B. die Umgegend von Reichenstein in Schlesien nichts Abnormes. Quecksilberdämpfe[2] bewirken Störungen des Nervensystems und sind in hohem Grade schädlich. Antimonrauch kann in concentrirtem Zustande brechenerregend wirken, z. B. beim Abstrichfrischen. Dampfförmige Zink- und Kupferverbindungen scheinen ohne schädliche Wirkung auf Thiere und Pflanzen zu sein. Früchte auf kupfer- und zinkhaltigem Boden nehmen die Metalle auf und gehen daraus in den menschlichen Körper, z. B. in die Leber über, ohne Einfluss auf die Lebensfunctionen wegen zu geringer Menge. Alte Kupfergaarmacher haben zuweilen grünliches Haar. Galmei, Zinkoxyd, Schwefelzink sind ohne Einfluss auf die Vegetation.

c) Von den Gasen übt schweflige Säure[3], auf den thierischen Organismus weniger wirkend, einen mehr oder minder schädlichen Einfluss auf Pflanzen aus, desgleichen daraus entstehende oder beim Hüttenprocess abgeschiedene schwefelsaure Dämpfe. Nach Turner[4] tödtete eine $^1/_{10000}$ schweflige Säure enthaltende Luft innerhalb 48 Stunden alle Blätter einer Pflanze. Neuere Beobachtungen weisen aber nicht so ungünstige Resultate auf. Freytag machte nachstehende Beobachtungen: die Ackerkrume wird durch sich mit Wasser niederschlagende schweflige Säure nicht geschädigt in ihrer Beschaffenheit und die in Hüttendämpfen oder Verbrennungsgasen enthaltene schweflige Säure wirkt weder bei heiterem, noch bei Regenwetter auf die benachbarte Vegetation ein; feuchte neblige Luft mit 0.003 Gew. oder 0.00135 Vol.-Proc. schwefliger Säure fügt Pflanzen, wenn auch anhaltend in Berührung damit, keinen Schaden zu, dagegen ist Luft mit mehr als 0.004 Gew.-Proc. schwefliger Säure bei Gegenwart des zum Ausfällen erforderlichen Wassers den Vegetabilien verderblich, indem die Chlorophyllmasse zerstört wird; nach einigen Stunden erscheinen die Blätter wie von Rost befallen, theils gebändert, theils gelb und braun tätovirt, gekrümmt oder spiralförmig, später einschrumpfend und absterbend; bei 0.003—0.004 Proc. tritt die schädliche Wirkung in feuchter Luft nicht bei allen Pflanzen gleich stark auf, saftige junge Blätter, sowie blattreiche Gewächse leiden am meisten; es geht wahrscheinlich die schweflige Säure schon in feuchter Luft, namentlich aber im Boden rasch in Schwefelsäure über, welche corrodirend wirkt. Es können aber auch direct aus dem Hüttenprocess, z. B. durch Zersetzung schwefelsaurer Salze, schwefelsaure Dämpfe hervorgehen, z. B. bei Röstungen. Ob die schweflige Säure als solche schädlich wirkt oder erst in Folge ihres Ueberganges in Schwefelsäure, ist noch nicht entschieden. Nach Stöckhardt[5] scheinen Nadelhölzer noch empfindlicher, als Blattpflanzen zu sein; Luft mit 0.00125 Vol.-Proc. schwefliger Säure blieb nach demselben auf angefeuchtete Nadelholztopfgewächse ohne Einfluss. Die Zerstörung der Waldungen in der Nähe der Oberharzer Bleihütten dürfte z. B. hauptsächlich durch schweflige Säure bewirkt sein.[6]

Von besonders schädlichem Einflusse sind die Gase, wenn sie mit hoher Temperatur ausströmend gegen Berggehänge treten, z. B. die Gase aus Rösthaufen und Röststadeln. Nach Freytag's Beobachtungen zeigte die mit Gasen eines 37.7 M. hohen Schornsteins bei 94—157 M. Entfernung in Berührung kommende Luftschicht unmittelbar über dem Boden keinen Zehntelgrad Temperaturzunahme.

Wo Schwefelsäurefabriken auf Hüttenwerken vorhanden sind, kann salpetrige Säure für die Umgebung lästig werden. Dieselbe wird aber meistens mittelst

---

1) Meyer, die Verheerungen der Innerste. 2 Bde. 2) B. u. h. Ztg. 1868, S. 13; 1869, S. 329, 422; 1871, S. 331. 3) B. u. h. Ztg. 1858, S. 165; 1867, S. 175. 4) Erdm. J. f. ökon. Chem. 15, 296. 5) Bgwfr. 13, 609; B. u. h. Ztg. 1850, S. 344. 6) Rettstadt in Allg. Forst- u. Jagdztg. 1845, S. 132.

Gay-Lussac'scher Cokesthürme oder Glover'scher Denitrirungsthürme [1]) unschädlich gemacht.

Bei Röstungen und Schmelzungen mit chlorhaltigen Substanzen (Chlornatrium, Chlorcalcium), sowie in chemischen Fabriken entwickeln sich Chlorgas und Salzsäure, höchst schädlich für benachbarte Vegetation. [2]) Von untergeordneter Bedeutung ist Flusssäure, welche beim Verschmelzen flussspathhaltiger Geschicke auftreten kann. (Die Fensterscheiben von Gebäuden in der Nähe der Hütten von Birminghame erscheinen von Flusssäure matt geätzt, welche sich beim Verschmelzen der Bleischlacken von Derbyshire dadurch entwickelt, dass die Schwefelsäure des Bleisulfates aus dem Fluorcalcium der Schlacken Fluor austreibt. [3]) Ein Gehalt der Gichtgase an Kohlensäure, Kohlenoxydgas und Cyan kann eine Vergiftung mit den Gasen in Berührung kommender Personen herbeiführen. [4])

86. Vorrichtungen zur Beseitigung des Hüttenrauches.

Diese sind je nach dem Aggregatzustande des Rauches mehr oder weniger wirksam und beruhen theils auf mechanischen, theils auf chemischen Effecten.

Beseitigung des Flugstaubes.

1) Flugstaub. Zu dessen Auffangung wendet man mit Scheidewänden versehene, besser neben dem Ofen, als über demselben gelegene hinreichend geräumige und mit einem Schornsteine verbundene Flugstaubkammern [5]) an, in welchen die Geschwindigkeit des Flugstaub fortführenden Gasstromes sich verringert und demselben durch Zungen Hindernisse entgegen gestellt werden. Zweckmässig hat der Boden solcher Kammern, welche aus Mauerwerk oder der bessern Kühlung wegen aus mit Theer überzogenem Eisenblech oder Bleiplatten hergestellt sein können, Trichterform, so dass man aus dessen Spitze mittelst Schiebers den Flugstaub ablassen kann. [6]) Durch eine Schaalenprobe [7]) kann man sich von der Grösse der Metallverflüchtigung überzeugen. Zur Beseitigung von Dämpfen und Gasen genügen diese Vorrichtungen nicht.

Beseitigung der Metalldämpfe.

2) Metalldämpfe. Die Beseitigung derselben auf chemischem Wege (Hindurchleiten durch glühende Kohlen [8]), Zersetzung durch Salpetersäure [9]) u. s. w.) hat sich im Grossen nicht anwendbar gezeigt und man ist deshalb dabei stehen geblieben, die Dämpfe durch Abkühlung zu verdichten. Hierzu sind nachstehende Vorrichtungen in Anwendung gekommen:

Condensationsvorrichtungen.

a) Trockencondensatoren in Gestalt geräumiger Kammern oder mehr wirksamer langgezogener, häufig im Zickzack an einem Berggehänge sich in die Höhe ziehender und am höchsten Punkte in eine zur Erzeugung des nöthigen Zuges hinreichend hohe Esse mündender Canäle oft von mehreren Kilometern Länge. Bei derartigen Vorrichtungen, welche je nach ihrer Geräumigkeit mehr oder weniger wirksam und kostspielig sind, ist man auf Bleihütten [10]) wegen ihrer Einfachheit und geringen Unterhaltungskosten meist stehen geblieben. Namentlich durch die Reibung an den Canalwänden wird die Geschwindigkeit des Dampf- und Gasstroms vermindert und die Präzipitation begünstigt. Kammern aus Blei oder getheertem Eisenblech

---

1) B. u. h. Ztg. 1871, S. 340. 2) Polyt. Centr. 1857, S. 1220. 3) Revue univers. 1871, Bd. 29, pag. 309. 4) Percy-Wedding, Eisenhüttenkunde 2. 389. 5) Kerl, Met. 1, 560. 6) B. u. h. Ztg. 1871, S. 285. 7) B. u. h. Ztg. 1857, S. 69. 8) Plattner's Röstprocesse, S. 350. 9) Oest. Ztschr. 1854, S. 313. 10) Kerl, Met. 1, 554. B. u. h. Ztg. 1863, S. 89 (Spanien); 1864, S. 256 (Freiberg). Preuss. Ztschr. 13, Taf. 6; 15, 71 (Tarnowitz). B. u. h. Z. 1863, S. 245, 254; 1867, S. 175 (viele deutsche und englische Hütten). Dingl. 179, 444. Percy, Metallurgy of Lead. 1870, p. 438, 448. Rev. univers. 1871, T. 29, p. 279. Condensation durch den Beutelprocess (Nesseltuch, Mousselin) in B. u. h. Ztg. 1871, S. 434.

lassen eine raschere Kühlung zu, als gemauerte[1]) (Freiberg). Zur Erzielung von Zug müssen zuweilen die Essen erwärmt oder mit Saugvorrichtungen versehen werden. Damit der in geräumige Kammern durch einen Eintrittscanal gelangende Rauch mit nicht zu grosser Geschwindigkeit dem Austrittscanal zueilt, muss derselbe gegen ein Hinderniss, z. B. eine Scheidewand stossen und um dieses herumgehen. Lässt man den Rauch durch trockene Cokes ziehen, so wird zwar dessen Verdichtung begünstigt, aber es tritt nach einiger Zeit eine Verstopfung der Poren ein und der Zug leidet, freilich weniger als bei feuchten Cokes. Nesseltuch lässt sich ausstäuben. Passiren trockene Canäle nach dem Verlassen der Oefen ein feuchtes Terrain, so wird die Absatzbildung erschwert. Namentlich durch Einwirkung von Feuchtigkeit und schwefliger Säure können solche Canäle stellenweise bald zerstört werden.[2]) Man stellt dieselben zweckmässig aus in Theer gesottenen Steinen her. Das Ausräumen derselben geschieht kostspieliger durch Menschen, als durch einen Wasserstrom, welcher aber das Gemäuer rasch zerstört.

b) Wassercondensatoren.[3]) Der Rauch durchzieht entweder Kammern, von deren Decke Wasser herabtröpfelt (Regenkammern), oder Canäle mit porösen, durch Wasser angenetzten Substanzen[4]), wie Cokes, Kieselsteine, oder der Rauch wird mittelst Luftpumpen oder Gebläsen durch Wasser gesogen oder hindurchgepresst[5]) oder mittelst einer Schnecke mit dem Wasser in Berührung gebracht (Bennet's Apparat[6]) u. s. w.

Derartige Vorrichtungen in England mehrfach in Anwendung, haben sich auf die Dauer nicht immer bewährt, sie sind complicirt, kostspielig in der Anlage und Reparatur, erfordern Maschinenkraft zum Heben des Wassers und auch wohl zur Belebung des Zuges durch Aspiratoren oder sind kostspielig wegen erforderlicher besonderer Erwärmung der Esse.

Schon 1823 wurde Wasser in Gestalt eines Regens zur Rauchcondensation von Neville vorgeschlagen.

c) Wasserdampfcondensatoren.[7]) Der Rauch wird mit Wasserdampf gemischt in eine Regenkammer, durch feuchte Cokes u. s. w., geleitet. Obgleich namentlich für heisse Dämpfe (z. B. Treibrauch) wirksamer, als die vorhergehenden Vorrichtungen, theilen diese Dampfcondensatoren die Schattenseiten derselben und erfordern noch die Beschaffung von Wasserdampf, so dass sie sich wenig in Ausführung finden. Der durch Wasser condensirte Dampf giebt grossentheils nur Nebel, welcher sich mit den darin schwebenden Rauchtheilen nur langsam senkt und es ist ungemein schwierig, diesen Nebel in dem grossen Ueberschuss heisser Luft zur Flüssigkeit zu verdichten.

Wasserdampf wurde zu vorstehendem Zwecke schon 1778 von Watson, später 1848 von Richardson und Young, dann von Fallize und Rivot empfohlen.

Beseitigung der Gase.

3) Gase. Es kommen besonders in Betracht:

1) Kühlkraft eiserner und hölzerner Canäle. Alkaliact. 1863. Fifth Annual Report by the Inspector. pro 1863 p. 22. B. u. h. Z. 1971, S. 245. 2) B. u. h. Ztg. 1869, S. 279. 3) Kerl, Met. 1, 556. B. u. h. Z. 1867, S. 175. Revue univers. 29, 278. 4) Percy, Metallurgy of Lead 1870, p. 442, 444, 447. 5) Percy c. l. p. 441. 6) B. u. h. Z. 1865. S. 147, 202. 7) Kerl, Met. 1, 559. B. u. h. Ztg. 1862, S. 382; 1863, S. 129. Percy, Met. of Lead 1870, p. 444. Revue univers. 29, 278.

Schweflige Säure.

a) Schweflige Säure.[1]) Die Beseitigung derselben gelingt mehr oder weniger leicht, je nachdem sie durch andere Gase (Luft, Verbrennungsproducte) verunreinigt ist oder nicht. Danach kommen in Anwendung:

α) Die Umwandlung der schwefligen Säure in Schwefelsäure.[2]) Dieses Verfahren ist neuerdings als sehr wirksam und pecuniär vortheilhaft auf vielen Hüttenwerken (Freiberg, Mansfeld, Ober- und Unterharz, England u. s. w.) eingeführt, indem man schwefelhaltige Substanzen in Kilns oder Schüttöfen röstet und dabei eine von anderen Gasen, ausser Stickstoff wenig verunreinigte schweflige Säure erhält. Behuf ihrer Abkühlung und zur Abscheidung von Flugstaub und Condensation von Dämpfen (arsenige Säure, Antimonoxyd) leitet man die Gase z. B. in Freiberg durch ausgedehnte Canäle aus getheerten Ziegeln[3]) in gemauerte Condensationskammern mit eisernen Deckplatten oder besser noch in Bleikammern. Ist dagegen die schweflige Säure durch andere Gase zu stark verdünnt, so muss eines der folgenden Mittel zu ihrer Beseitigung angewandt werden.

β) Einleiten der schwefligen Säure in hohe Essen. Nachdem der Rauch zur Abscheidung von Flugstaub und zur Condensation von Dämpfen lange Canäle oder Flugstaubkammern passirt hat, wobei die schweflige Säure unter dem Einfluss feuchter Luft und basischer Oxyde theilweise schwefelsaure Salze bildet, führt man die Gase durch eine Esse in so hohe Luftregionen ab, dass die schweflige Säure vor der Berührung mit der Vegetation hinreichend verdünnt wird, um nicht mehr schädlich zu wirken. Die Höhe des Schornsteins hängt von lokalen Verhältnissen, namentlich auch von der entwickelten Menge schwefliger Säure ab.

In Freiberg[4]) enthielt angestellten Versuchen zufolge der Rauch der Schmelzflammöfen vor dem Eintritt in die Atmosphäre $^1/_{500}$—$^1/_{700}$, der aus Röststadeln $^1/_{250}$ und der aus Muffelöfen $^1/_{160}$ seines Volumens an schwefliger Säure. Nach dem Austreten aus der Esse fand man im Rauche aus den Röststadeln schon bei 10 Schritt Entfernung nur noch $^1/_{56000}$, bei 60—70 Schritt aber $^1/_{90000}$ und ebendaselbst bei lebhafterem Windzuge $^1/_{180000}$ des Volums schweflige Säure; eine schädliche Einwirkung der Säure auf die Vegetation dürfte bei einer Verdünung auf $^1/_{80000}$ nicht mehr wahrzunehmen sein.

Die Absorption der schwefligen Säure durch Wasser in den Canälen ist nicht vollständig[5]); man hat sich wohl des dabei erfolgenden sauren Wassers unter Zuthun von Salpetersäure zur Auflösung von Zink bedient, wobei neben Zinkvitriol Wasserstoff und Stickoxydul entstehen, welcher Gase man sich durch gegenseitige Verbrennung entledigt.[6])

γ) Beseitigung der schwefligen Säure durch chemische Mittel und theilweise Nutzbarmachung derselben. Als solche Mittel sind mit Erfolg in Anwendung gebracht: die Absorption der schwefligen Säure in Cokesthürmen durch Sodalösung oder Kalk (zu St. Blasien)[7]), die Auflösung oxydischer Kupfererze zu Stadtber-

---

1) Geh. der Essenluft an schwefliger Säure in B. u. h. Ztg. 1858, S. 164. 2) Kerl, Met. 1, 546 B. u. h. Ztg. 1864, S. 256; 1866, S. 58; 1867, S. 175; 1871, S. 182. Rev. univers. 1871, 4 livr. p. 69. 3) Wirkung der Röstgase auf einen gemauerten Canal in B. u. h. Z. 1869, S. 279. 4) B. u. h. Z. 1864, S. 256. 5) Kerl, Met. 1, 545. B. u. h. Z. 1866, S. 58. 6) B. u. h. Ztg. 1865, S. 147. 7) Berggeist 1869, No. 197, 101. B. u. h. Z. 1870, S. 19.

gen und Linz[1]), die Zersetzung von Alaunerzen in Belgien[2]), die Ausziehung von phosphorsaurer Thonerde aus Eisenerzen[3]) in Kladno, Auflösen von gold- und silberhaltigen Eisensauen in Fahlun u. s. w.

Nicht ökonomisch vortheilhaft ist die wiederholt empfohlene und auch im Grossen ausgeführte Abscheidung von Schwefel durch Einleiten von schwefliger Säure in glühende Kohlen oder Cokes[4]), indem es besondern Brennmaterials zum Glühenderhalten der Cokes bedarf, bei dem nicht zu vermeidenden Ueberschuss von Luft Cokes nutzlos verbrennen, der Schwefel in sehr feiner Zertheilung erfolgt und in Folge von Schwefelkohlenstoffbildung ein Verlust daran stattfindet. Desgleichen haben sich nicht bewährt:[5]) die Oxydation der schwefligen Säure durch Contactwirkung, die Zerlegung derselben durch Schwefelwasserstoffgas, durch glühenden Kalk und durch Schwefelbarium.

b) Salzsaures Gas und Chlorgas führt man entweder in sehr hohe Schornsteine oder in 12—40 M. hohe, aus Sandsteinplatten hergestellte und zu $^3/_4$ mit nassgehaltenen Cokes gefüllte Thürme, oder man bringt sie mit in Wasser suspendirten Substanzen, z. B. kohlensaurem Baryt oder Kalk[6]) in Berührung. Chlorgas und salzsaures Gas.

c) Schwefelwasserstoffgas. Dasselbe kann sich unter Andern beim Ablöschen schwefelcalciumreicher Eisenhohofenschlacken oder gerösteter schwefelkieshaltiger Eisenerze entbinden und wegen seiner Giftigkeit Uebelstände herbeiführen. Am besten geschieht dieses Ablöschen unter Schlöten, die über den Ziehöffnungen sich befinden, oder an der Hinterseite der Oefen, wo weniger Arbeiter beschäftigt sind[7]) (Eisenhohöfen mit zwei Vorherden an den entgegengesetzten Seiten.) Auch beim Verschmelzen schwefel- und arsenhaltiger Kupfererze in Schachtöfen hat man ein Entweichen von Schwefel- und Arsenwasserstoff aus der Gicht beobachtet und durch Anbringung eines Schornsteins über derselben für die Arbeiter unschädlich gemacht.[8]) Schwefelwasserstoff.

3. Capitel. Hilfsapparate und Werkzeuge für trockne Processe.

87. Allgemeines. Dieselben dienen entweder zur Beförderung der in den Hüttenapparaten hervorzubringenden chemischen Reactionen (Gebläse nebst Zubehör, Zerkleinerungs-, Trennungs- und Mengapparate), oder zum Transport der Materialien und Producte, zur weiteren mechanischen Behandlung derselben (Förder- und Streckapparate, Gezäh u. dgl.) u. s. w.[9]) Zweck.

A. Gebläse nebst Zubehör.

88. Allgemeines. Gebläse[10]) sind Maschinen zur Erzeugung und Fortleitung zusammengepresster Luft (Wind) in Röhren, deren Zweck der Gebläse.

1) B. u. h. Z. 1856, S. 218; 1859, S. 107, 223, 438; 1860, S. 27, 191; 1866, S. 59; Oest. Ztschr. 1871, No. 14. 2) B. u. h. Z. 1864, S. 212; 1866, S. 59. 3) B. u. h. Ztg. 1870, S. 377; 1871, S. 330, 435. 4) B. u. h. Ztg. 1858, S. 174; 1866, S. 278; 1871, S. 182. Oest. Ztschr. 1871, S. 117. 5) B. u. h. Ztg. 1858, S. 173. 6) Polyt. Centr. 1857, S. 1315; Dingl. 136, 129. 7) Kerl, Met. 3, 230. 8) B. u. h. Ztg. 1871, S. 285. 9) J. v. Hauer, die Hüttenwesensmaschinen. Wien 1867. (Gebläse, Gichtaufzüge, Hämmer, Luppenpressen und Luppenmühlen, Walzwerke, Scheeren, Schneidwerke, Circularsägen.) Sammlung von Zeichnungen für die „Hütte". Kerpely, Fortschr. der Eisenhütten-Technik, Bd. 1—5. Weisbach, Ingenieur- und Maschinenmechanik Bd. III. 10) Karsten's Eisenhüttenkunde Bd. 2 und dessen Metallurgie Bd. 3. Scheerer's Met. 1, 406. Kerl, Met. 1, 567. Percy-Wedding's Eisenhüttenkunde. Zweite Abth. S. 40. Dürre, Giessereibetrieb 1, 536; 2, 268. v. Hauer c. l. S. 1. Kohn, Iron and Steel-Manufacture, S. 44. Rittinger's Erfahrungen. Weisbach, Ingenieur- und Maschinen- Mechanik. Bd. III. Grundsätze bei Gebläsenanlagen: Tunner's Stabeisen- und Stahlbereitung 1858, Bd. 1, S. 246. Leoben. Jahrb. 16, 246.

konisches Ende man Düse nennt und welches in der Form im Ofengemäuer ruht. Der Wind soll entweder eine Steigerung der Verbrennungsintensität oder eine kräftige oxydirende Wirkung hervorbringen. Den Ueberdruck des Windes über den Druck der Atmosphäre auf einen gewissen Querschnitt, gemessen durch die Höhe einer auf denselben Querschnitt drückenden Quecksilber- oder Wassersäule, nennt man Pressung des Windes.

Nebenapparate.

Zwischen Düse und Gebläsemaschine schaltet man häufig noch Apparate ein, welche entweder den aus manchen Gebläsen stossweise entlassenen, intermittirenden Windstrom in einen eine gleichmässige Verbrennung herbeiführenden continuirlichen Strom umwandeln (Regulatoren) oder die Intensität der Verbrennung steigern sollen (Winderhitzungsapparate). Neuere Bestrebungen zur Erhöhung der letzteren gehen darauf hinaus, nach dem Mallet'schen Verfahren[1]) eine sauerstoffreichere Luft[2]) auf die Weise zu schaffen, dass atmosphärische Luft wiederholt durch Wasser gepresst wird, welches dann einen grössern Antheil von Sauerstoff zurückhält, als von Stickstoff. Man kann auf diese Weise alsbald eine Luft erzeugen, welche an 50 Proc. Sauerstoff enthält. Schinz[3]) empfiehlt zur Erhöhung der reducirenden Wirkung im Eisenhohofen den Stickstoff der Gebläseluft durch Kohlenoxydgas zu eliminiren.

I. Gebläsemaschinen.

Classification.

89. Classification der Gebläse. Diese kann geschehen:

1) Nach der Art und Weise der Druckwirkung, durch welche die Luft comprimirt wird, und zwar ist wirksam:

a) Directer Druck, bei welchem die Luft mittelst eines sich bewegenden Theiles (Kolben)[4]) verdichtet und in die Windleitung geschoben wird. Dabei können die Wände des Raumes, in welchem die Luft verdichtet wird, biegsam oder fest, ferner der Kolben fest sein oder aus Wasser bestehen. Bei biegsamen Wänden (Lederbälgen) bildet der mit denselben verbundene Kolben den Begrenzungstheil des Verdichtungsraumes nach einer Seite hin; bei festen Wänden muss durch eine feste oder Wasserliderung[5]) der Kolben, ohne an seiner freien Bewegung gehindert zu sein, gegen die Wände abgeschlossen werden. Ferner kann die Bewegung des Kolbens und der damit zunächst in Berührung stehenden Lufttheile fortschreitend, drehend oder aus beiden zusammengesetzt, ununterbrochen oder intermittirend sein, in gleicher oder abwechselnd nach entgegengesetzter Richtung erfolgen (wechselnd sein).

Auf Grund dieser Verschiedenheiten classificirt v. Hauer die Gebläse wie folgt:

---

1) Philipps, der Sauerstoff. 1871. 2) B. u. h. Ztg. 1871, S. 137. 3) Schinz, Documente betreffend den Hohofen, 1868. B. u. h. Ztg. 1869, S. 24. 4) Gewöhnlich bedient man sich des Ausdrucks Kolben nur für Kasten- und Cylindergebläse. 5) Abgeleitet von Leder, dann Liderung, oder von Augenlied (wegen des Dichtanschliessens), dann Liederung geschrieben.

Luft- und Kolbenbewegung übereinstimmend. Kolben				Relative Bewegung der Luft gegen den Kolben
fest.			Wasser-Bewegung	
Biegsame Wände, keine Liderung, Bewegung wechselnd: a) drehend: lederner Spitzbalg. b) geradlinig: Cylinderbalg.	Feste Wände, feste Liderung. Bewegung a) wechselnd drehend: Hölzerner Spitzbalg. b) wechselnd fortschreitend: Kasten- und Cylinder-Gebläse. c) a und b vereinigt: oscillirendes Cylindergebläse. d) drehend: Fabry's Ventilator, Rotationspumpe. e) fortschreitend: Nyst's Ventilator. f) d und e vereinigt: Lemielle's Ventilator.	Feste Wände, Wasserliderung. Bewegung a) wechselnd drehend: Wassertonnengebläse. b) wechselnd fortschreitend: Baader's Gebläse, Glokken-Gebläse, Harzer Wettersatz. c) fortschreitend: Paternoster-Gebläse.	a) ununterbrochen: Wassertrommelgebläse. b) intermittirend: Wasserstopfen-Gebläse, Wassersäulen-Gebläse, Gebläse am Mont-Cenis.	a) ohne Wasserliderung: Schrauben-Ventilator. b) mit Wasserliderung: Cagniardelle, Schöpfradgebläse.

Die hydraulischen Gebläse, bei denen Wasser als Kolben oder als Liderungsmittel dient, lassen eine Ansammlung der comprimirten Luft entweder in einem unveränderlichen Windkasten (Wassertrommelgebläse, Paternostergebläse, Wassersäulengebläse) oder in einem veränderlichen Windkasten (Tonnengebläse, Cagniardelle, Schneckengebläse, Schöpfradgebläse u. s. w.) zu. Wenngleich häufig von einfacher Construction, werden die hydraulischen Gebläse doch immer seltener, weil sie einen feuchten Wind, meist von nicht hoher Pressung geben und durch Frost leiden.

b) Directer Druck verbunden mit einer Rotationsbewegung, indem sich die Lufttheile in Folge ihrer Trägheit radial von der Umdrehungsaxe entfernen und mit einer aus der rotirenden und radialen combinirten Bewegung in die Windleitungsröhre treten (Centrifugalventilatoren).

2) Nach dem Motor in Hand- oder Tritt-, Dampf- und Wassergebläse[1]) (Wasserrad, seltener Turbine).

Wassergebläse wendet man meist nur auf mit vegetabilischem Brennmaterial arbeitenden Hütten an, welche keine grossen und stark gepressten Windmengen erfordern, und in solchem Falle kann das Wasser eine billigere Betriebskraft als Dampf unter der Voranssetzung abgeben, dass atmosphärische oder klimatische Einflüsse (Frost und Regenlosigkeit) den anhaltenden Betrieb nicht beeinträchtigen. Bei grösseren namentlich auf mineralisches Brennmaterial basirten Hüttenanlagen giebt man den Dampfmaschinen den Vorzug und ist man zu denselben von Wasserrädern vielfach übergegangen, um einen continuirlichen, von Witterungsverhältnissen nicht abhängigen Betrieb zu ermöglichen

1) Berggeist 1871, No. 75.

(Siegen, Oberharz, Mansfeld) und an Transportkosten für Erze u. s. w. zu sparen (Mansfeld), weil man bei Dampfkraft mit der Hüttenanlage unmittelbar neben den Schacht gehen kann. Zur Dampfentwicklung lässt sich meist die Ueberhitze von Oefen vortheilhaft benutzen, insofern dadurch der Ofengang nicht gestört wird. Bei Vorhandensein sonst werthlosen Brennmaterialkleins kann eine separate Feuerung vorzuziehen sein. Während Dampfgebläse meist keiner Kraftübertragung bedürfen und direct wirken, so bedürfen Wassergebläse der ersteren gewöhnlich, da der Motor hier eine rotirende, das Werkzeug eine geradlinige Bewegung macht. Zuweilen wirken Dampf und Wasserkraft zu gleicher Zeit (Ilsenburg). Zur Ueberwindung des todten Punktes bei den stets mit Kurbeln versehenen Wasserradgebläsen lässt man zweckmässig zwei oder mehrere Cylinder an derselben Welle arbeiten und die Kurbeln rechte Winkel mit einander machen.

3) Nach der Art des Materiales, woraus die Haupttheile bestehen, (wie lederne, hölzerne, eiserne und hydraulische Gebläse); nach der Gestalt (Balg-, Tonnen-, Glocken-, Kasten-, Cylindergebläse) u. s. w.

4) Nach der intermittirenden (Balg-, Kasten-, Cylinder-, Wassertonnen-, Glockengebläse u. s. w.) oder continuirlichen Entlassung des Windstromes (Ventilatoren, Wassertrommelgebläse, Cagniardelle u. s. w.).

Auswahl. Die Auswahl eines Gebläses für einen vorliegenden Zweck richtet sich nach der damit zu erzielenden Pressung und Windmenge, der Beschaffenheit der Schmelzmaterialien, namentlich des Brennmaterials, der zu Gebote stehenden Betriebskraft, den zur Disposition stehenden Geldmitteln u. A.

Pressung von Lederbälgen 13—17 Mm., Spitzbälgen 26—39 Mm., Ventilatoren 26—52 Mm., Cagniardellen und Kastengebläsen 26—65 Mm., Cylindergebläsen 65—785 Mm. Quecksilbersäule, letztere beim Bessemern.

Effect der Gebläse. Die Wirkung des Gebläses lässt sich nach seinem Nutz- oder Krafteffect (Verhältniss der angewandten zur wirklich ausgeübten Kraft) und dem Windeffecte (Verhältniss der durch Rechnung bestimmten eingesogenen zur ausgeblasenen Windmenge) beurtheilen.

Nutzeffect von Wassertrommelgebläse 7—9, hölzernen Spitzbälgen mit oberschlächtigem Wasserrad 12—15, mit unterschlächtigem 5, Rittinger's Hochdruckventilator mit ober- und unterschlächtigem Wasserrade resp. 19 und 12 Proc. Nutzeffect. Die Cagniardelle besitzt den grössten Nutzeffect. Windeffect bei hölzernen Kastengebläsen 5 : 3, bei eisernen Cylindergebläsen 4 : 3.

Durch den schädlichen Raum eines Gebläses, — d. h. den hohlen Raum, welcher beim Kolbenspiel noch nicht vollständig ausgepresst ist, wenn durch rückgängige Bewegung des Kolbens bereits wieder Luft eingesogen wird, — leidet der Nutzeffect der Gebläse.

Ersatz der Gebläse. Zuweilen benutzt man einen Dampfstrahl zur Hervorbringung eines Stromes von gepresster Luft (Englischer Treibofen, Stanley's Vorrichtung [1]) oder man lässt zur Erzeugung von Zug einen Dampfstrahl in die Esse gehen (S. 180).

Um die Gebläse vor Staub zu schützen und bei einer Vergrösserung der Hüttenanlage den Raum bei den Oefen nicht zu verengen, bringt man neuerdings in England die Gebläsemaschinen-Gebäude weit von den Hohöfen an. [2])

Im Nachstehenden sollen die beim Hüttenwesen hauptsächlich in Anwendung kommenden Gebläse kurz erwähnt werden; das Ausführlichere gehört ins Gebiet des Maschinenwesens.

1) Neueste Erfindungen 1865, No. 24, S. 186. 2) Preuss. Ztschr. 14, S. 300.

90. Kolbengebläse und zwar:

Cylindergebläse.

I. Cylindergebläse.[1]) Dieselben bestehen aus dem Cylinder, in welchem sich der mit Liderung versehene Kolben bewegt, während Saug- und Druckventile den Ein- und Austritt der Luft vermitteln. Es sind dieses die vollkommensten Gebläse und besonders für höhere Pressungen unentbehrlich. Man hat:

Classification.

a) Einfach und doppelt wirkende Gebläse, letztere bei geringeren Dimensionen eine vortheilhaftere Benutzung der Betriebskraft gestattend.

Erstere sind in Gestalt dreier einfach wirkender unten offener Cylinder statt eines doppelt wirkenden z. B. in Schweden[2]) in Anwendung, weil sie sich leicht an Ort und Stelle repariren lassen, ohne dass eine Unterbrechung des Hohofenbetriebes stattzufinden hat, und meist genügende Wasserkraft vorhanden ist.

b) Stehende, liegende und oscillirende Gebläse je nach der Lage der Cylinderaxe und angewandt je nach der zu Gebote stehenden Betriebskraft, dem disponibeln Raum u. A.

Stehende Gebläse.

A. Stehende Cylindergebläse, seltener durch Wasser, als durch Dampf betrieben. Es werden unterschieden:

Mit directer Wirkung.

1) Direct wirkende Maschinen, wenn der Gebläsecylinder sich über oder unter dem Motor befindet und dessen bewegende Kraft direct auf den Kolben übertragen wird.

Anwendbarkeit.

Derartige Gebläse gestatten neben gefälliger einfacher Bauart und raschem präcisen Gang die Ersparung an Raum und des kostspieligen Balanciers der indirect wirkenden Maschinen, die einzelnen Theile derselben sind aber weniger bequem zugängig und die Fundamentirung ist namentlich bei unsicherem Baugrund schwieriger und kostspieliger.

Dampfgebläse.

Gewöhnlich wendet man Dampfkraft an und zwar arbeitet man häufiger mit Hochdruck ohne Condensation, mit oder ohne Expansion[3]) bei 25—250 Pferdekräften, statt mit Niederdruck, was kleinere Dimensionen bei rascherem Kolbenwechsel zulässt. Bei Niederdruck erfordern die nothwendigen Pumpensysteme eine complicirtere Construction der Bewegungsmechanismen. Man stellt weniger vortheilhaft aber kostspieliger den schwereren Gebläsecylinder unter, als über den Dampfcylinder, weil sonst der durch die Stopfbüchse austretende Dampf sich zu Wassertropfen verdichtet, welche auf den Gebläsecylinder fallen und dessen Rosten herbeiführen. Man überträgt häufiger und behuf etwaiger Reparaturen bequemer, die Bewegung des Dampfkolbens durch eine gemeinschaftliche oder durch zwei in einer Linie liegende getrennte, mittelst Leitstangen und Querhaupt verbundene Kolbenstangen direct auf den Gebläsekolben und stellt die beiden Cylinder in einem gewissen Abstand auseinander, als dass man beide Cylinder, — weil sich keine Stopfbüchse zwischen denselben anbringen lässt, oder wenn man mit einer Woolf'schen Dampfmaschine, mit zwei Dampfcylindern, arbeitet — dicht über einander bringt (Schmidtsches Gebläse) und die Bewegung des Dampfkolbens auf ein Querhaupt und von diesem auf den Gebläsekolben überträgt.[4]) Man bringt entweder über beiden Cylindern ein Schwungrad an oder deren zwei an mit dem Querhaupt verbundenen Kurbelstangen. Auch kann an einem einarmigen, sog. Evans'schen Balancier die Kurbelstange nur eines Schwungrades angreifen. Eine Bewegungsübertragung durch Kurbelwellen empfiehlt sich wegen erforderlich werdender complicirter Construction nicht.

Wasserradgebläse.

Direct wirkende Wasserradgebläse kommen meist nur bei einfach wirkenden Gebläsen vor (Schweden), seltener und nur der Raumersparung wegen bei doppelt wirkenden und zwar ohne Transmission (französisches Gebläse[5]), — indem die Kurbelwelle direct mit der Kolbenstange verbunden ist oder zwei durch

---

1) Geschichtliches in: Fortschr. der berg- u. hüttenm. Wissenschaften in den letzten 100 Jahren. Freiberg 1867, S. 30. v. Reiche, die Maschinenfabrikation 1871. 2) Tunner, Eisenhüttenwesen in Schweden 1858, S. 32. B. u. h. Ztg. 1857, S. 150. 3) Preuss. Ztschr. 14, 320. 4) Alle diese Constructionen sind in den Hauer'schen Hüttenwesensmaschinen durch einfache Figuren erläutert. 5) Ann. d. min. 4 sér. T. XVIII. p. 397. v. Hauer, c. l. S. 92.

ein Querhaupt verbundene Bläuelstangen die Kolbenstange von oben bewegen — oder mit solcher (Altenauer Hütte auf dem Oberharz.[1])

Mit indirecter Wirkung.

2) Indirect wirkende Maschinen, bei welchen Gebläsecylinder und Motor (Wasserrad oder Dampfmaschine) neben einander in gleichem Niveau stehen und deren Kolbenstangen durch einen Balancier verbunden sind.

Anwendbarkeit.

Derartige Maschinen erfordern zwar mehr Raum, namentlich nach der Längsrichtung, als die direct wirkenden und bedürfen eines kostspieligen Balanciers, sind aber leichter zugänglich, bequem zu repariren und namentlich bei unsicherem Baugrund dauerhafter zu fundiren. Auch lassen sich bei Condensations-Dampfmaschinen die Luft- und Kaltwasserpumpe, so wie bei alten Gebläsen zur Vermehrung der Windmenge Supplementcylinder, auch am Balancier Wasserpumpen zur Herbeischaffung des Formkühlwassers anbringen. Diese Maschinen sind wegen ihrer Dauerhaftigkeit und Sicherheit die am häufigsten angewandten.

Wasserradgebläse.

Bei Vorhandensein eines Wasserrades[2]) setzt dessen mit Getriebe versehene Welle eine Kurbelwelle in Umtrieb, welche mittelst einer Bläuelstange mit dem einen Ende eines Balanciers verbunden ist, während am andern die Kolbenstange hängt. Selten kommen Turbinen[3]) in Anwendung (Bottino).

Dampfgebläse.

Bei Dampfbetrieb[4]) kommen verschiedene Constructionen, in der Regel auf Niederdruck und Condensation berechnet und häufig nur 50—180 Pferdekräfte leistend, vor, von denen eine aus England entlehnte immer allgemeinere Anwendung findet, bei welcher Dampf- und Gebläsecylinder an beiden Seiten vom Aufhängepunkte des Balanciers sich befinden und die Schwungradkurbelstange an einer hornartigen Verlängerung des Balanciers ausserhalb des Dampfcylinders angreift.

Weniger Raum erfordert die in Deutschland am häufigsten im Gebrauche befindliche Construction, bei welcher Gebläse und Dampfcylinder wie vorhin angeordnet sind, aber die Kurbelstange für das Schwungrad zwischen dem Aufhängepunkte des Balanciers und dem Dampfcylinder angreift. Dabei wird aber die Zugänglichkeit des Dampfcylinders durch das Schwungrad sehr erschwert. Dadurch, dass man in beiden Fällen den Balancier ungleicharmig macht, wird, was einige Vortheile gewährt, der Weg des Dampfkolbens länger, als der des Gebläsekolbens. Letztere Wegverschiedenheit zeigt ein Gebläse zu Duisburger Hütte[5]), bei welchem der Gebläsecylinder zwischen Aufhängepunkt des Balanciers und Dampfcylinder sich befindet und die Kurbelstange des Schwungrades am andern Ende des Balanciers angreift. Bei dieser Einrichtung muss aber nachtheiliger Weise der Dampfcylinder wegen grösserer Länge tiefer stehen, als der Gebläsecylinder und bei dem engen Zusammenliegen Beider wird die Zugänglichkeit erschwert.

Sowohl bei direct als bei indirect wirkenden Maschinen sind die Gewichte des Kolbens, der Kolben- und Schubstangen beim Aufgange hinderlich, beim Niedergange förderlich und es muss nöthigenfalls eine Ausgleichung stattfinden.

Einzelne Theile.

Ein stehendes doppeltwirkendes Cylindergebläse enthält nachfolgende einzelne Theile:

Windcylinder.

1) Cylinder *a* (Fig. 112) von 0.941—3.766 M., durchschnittlich 1.255—2.197 M. Durchmesser, 20 Mm. Wanddicke bei 0.94 M. Durchmesser und bis 40 Mm. Wandstärke bei 1.57—1.88 M. Weite. Bestes Verhältniss zwischen Durchmesser und Höhe bei Gebläsen von circa 1.255 M. Durchm. mit etwas darüber und darunter 1 : 1 wegen des geringsten Cylinderumfanges; bei grösseren Gebläsen ändert sich dieses Verhältniss[6]) und die Höhe nimmt zu. Querschnitt des Cylinders

$$Q = \frac{4}{3}\,\frac{V}{v}\,(1 + 0.004\ t)$$

---

1) Kerl, Oberharzer Hüttenprocesse, S. 351, Taf. 7. v. Hauer, c. l. S. 92. 2) v. Hauer, c. l. S. 91. Kerpely's Fortschr. 5, 80. 3) B. u. h. Ztg. 1868, S. 206. 4) v. Hauer, c. l. S. 94. 5) Schönfelder, bauliche Anlagen, 1. Jahrg. 2. Aufl. S. 13. v. Hauer, c. l. S. 94. 6) Dürre's Giessereibetr. 1, 572.

worin: V das auf 0° reducirte Luftvolum in Cbkfuss oder Cbkmet., welches dem Ofen pro Min. zuzuführen ist, t Temperatur der Luft und v Geschwindigkeit des Kolbens pro Min. in Fuss oder Met.

Grösstes Gebläse mit 1.883 M. weitem Dampf- und 3.766 M. weitem Windcylinder und 3.766 M. Kolbenhub befindet sich zu Ebbw-Vale-Eisenwerk in England.[1])

An dem Cylinder sind unter gehöriger Dichtung (mit in Fett getränkter Pappe, Kitt aus Firniss, Mennige und feinzerschnittenem Hanf, Blei- oder Kupferringen) durch Anschrauben Deckel und Boden befestigt, an welchen sich wieder die Hälse mit den Einströmungs- (Sauge-) h u. k (Fig. 112) und Ausströmungs- (Druck-, Blase-) Ventilen i befinden, welche letztere die comprimirte Luft in den Sammelkasten f entlassen, von wo sie durch g weiter strömt.

Fig. 113.

Ventile.[2])

Bei den älteren Gebläsen befindet sich vor der Ventilöffnung a (Fig. 113) ein grosses Klappenventil l, auf beiden Seiten oder nur auf der Vorderseite mit Blech and in letzterem Falle auf der Rückseite mit einem Brettchen durch Schrauben verbunden, wobei das am Ventilkasten befestigte Leder als Charnier dient. Auf die vier Kanten der Klappe sind Streifen von Schaf- oder Katzenfell aufgeleimt. Bei dieser Einrichtung bedarf's geräumiger, aber grossen schädlichen Raum herbeiführender Hälse und bei der pendelartigen Bewegung der Ventile einer gewissen Zeit zu ihrem Spiel, somit einer gewissen nicht zu grossen Geschwindigkeit des Kolbens, was wieder zur Erreichung eines bestimmten Effectes geräumigere Cylinder erfordert. Bei neueren Constructionen wendet man zur Verringerung des schädlichen Raumes statt Klappenventile Tellerventile a (Fig. 114), häufig in Gestalt der leichten Fächerventile an. a Tellerventil mit Gegengewicht über den Lufteinströmungsöffnungen b. c Luftausströmungsröhren. d Kolben. e Kolbenstange. Es beträgt im Vergleich zur Kolbenfläche der Querschnitt des

Fig. 114.

	Saugventils:	Druckventils:
Nach Redtenbacher	10—9 : 1	22 : 1
„ Dürre[3])	10.7 : 1	15.6 : 1
„ Weisbach für langs. Gang	15—12 : 1	24—30 : 1
„ „ „ mittl. „	10— 6 : 1	20—12 : 1
„ „ „ raschen „	5— 2 : 1	10— 4 : 1

1) Kerpely's Portschr. 4, 84. Gebläse zu Creuzot in b. u. h. Ztg. 1868, S. 382. 2) Polyt. Centr. 1868, S. 705. 3) Dürre, Giessereibetrieb, 1, 564, 571.

Zur Erzielung einer grossen Kolbengeschwindigkeit bei kleineren Cylindern hat man die Ventile durch hin- und hergehende oder rotirende Schieber (Schiebergebläse, Schnellläufer[1]) ersetzt, womit aber wieder andere Nachtheile verbunden sind, so dass solche Gebläse keine allgemeinere Anwendung gefunden haben. Es erfolgt namentlich das Oeffnen und Schliessen der Schieber nicht so momentan und so zeitgemäss, wie bei den Ventilen, in Folge dessen der Nutzeffect sich vermindert.

Fig. 114.

Stopfbüchse.

An dem Cylinderdeckel bei *m* (Fig. 112) befindet sich die Stopfbüchse (Fig. 115) zur sicheren und luftdichten Leitung der Kolbenstange *a*. *b* Stopfbüchsenkörper. *c* Deckel, welcher beim Anziehen der Schrauben *g* das mit Talg getränkte Hanfgeflecht *f* gegen die Kolbenstange presst. *d* und *e* die letztere umgebende Messingringe.

Kolben.

2) Gebläsekolben in Gestalt einer gusseisernen Scheibe mit konischer Nabe in der Mitte zur Befestigung der konisch abgedrehten Kolbenstange mittelst eines Keils. Gewöhnlich laufen von der Nabe Rippen radial bis zu einer cylindrischen Wand, hinter welcher sich die Liderung befindet. Zur Verminderung des schädlichen Raumes füttert man den Raum zwischen den Rippen mit Holz aus oder bringt einen Blechdeckel darauf an.

Fig. 115.

Durchmesser des Kolbens 6—9 Mm. geringer, als derjenige des Cylinders; Länge des Kolbenhubes bei Cylindern mit nicht unter 1.6 M. Durchm. gleich dem Kolbendurchmesser. Geschwindigkeit des Kolbens pro Min. bei grossen Gebläsen 53.3—113.0 M., gewöhnlich 75.3—94.1 M. (nach Schinz[2]) findet die vortheilhafteste Wirkung bei 2 Met. Geschwindigkeit pro Sec. statt); Durchmesser der Kolbenstange bei 0.94 und 1.25 M. Kolbendurchmesser 65 Mm. und 42 Mm.

Liderung.

Die Liderung kann sein:

a) Lederliderung (Fig. 116, 117). *a* Kolbenstange. *u* Rippen auf der Kolbenscheibe. *r* Wand, hinter welcher die Liderung. *b* Lederscheiben, bei *m* nahe zusammenstossend, durch ringförmige Holzscheiben *h* und den Liderungsring *f* festgehalten. *i* mit Wolle ausgefüllter Raum zum Andrücken der Lederenden gegen die Cylinderwände. Statt des Leders hat man auch Kautschukschläuche[3]) angewandt, in welche die comprimirte Luft tritt und die Schläuche gegen die Gefässwand andrückt. Für schnellen und kräftigen Gang empfiehlt sich als dauerhafter

Fig. 116.

b) Segeltuch- oder Leinwandliderung (Fig. 118). *a* Kol-

1) Kerl, Met. 1, 594. v. Hauer c. l. S. 68. Leoben. Jahrb. 12, 147 (1863). Polyt. Centr. 1865, S. 1417. 2) Dingl. 202, 41. 3) Polyt. Centr. 1866, S. 199.

benscheibe mit darauf befindlichen radialen Rippen und cylindrischer Wand *d*, hinter welcher die Liderung *c* aus starker vielfach über einander gelegter Leinwand, wiederholt mit in dünnes Leinwasser gerührtem Graphit gestrichen. *f* mit Hülfe von Schrauben mehr oder weniger anzuspannende Federn, welche gegen einen unmittelbar hinter der Liderung befindlichen aufgeschnittenen, federnden Ring drücken, der die Liderung gegen die Gebläsewand treibt. Es können die Schrauben auch direct gegen den Ring gestellt werden, ohne Federn, oder man erzielt die drückende Wirkung gegen den Ring durch Excentriks. *b* Kolbenstange. *e* Blechdeckel.

Fig. 117.

c) Metallliderungen. Statt der Leinwand sind aufgeschnittene federnde) Ringe von Messing, Stahl oder Gusseisen hinter einander angebracht, welche durch ihre eigene Elasticität oder durch die eben bezeichneten Mittel gegen die Cylinderwand gepresst werden. Es bedarf hierbei, wenn Kolbengeschwindigkeit und Druck der Liderung nicht zu gross, keiner Schmiere, welche sonst am zweckmässigsten in Gestalt von Graphitstaub angewandt wird, den man durch eine Saugeöffnung einsaugen lässt.

Fig. 118.

Kolbenstange.

Die Kolbenstange erhält ihre Geradführung in der Stopfbüchse bei Balanciervorrichtung durch einen Gegenlenker oder ein Watt'sches Parallelogramm, weniger gut durch ein Zahnsegment am Ende des Balanciers; bei Abwesenheit des letzteren durch Gleitstangen oder Rahmen, seltener durch ein Planetenrad. Keiner besondern Vorrichtung bedarf es bei direct wirkenden Dampfmaschinen mit gemeinschaftlicher Kolbenstange für Dampf- und Gebläsecylinder.

Vortheile und Nachtheile.

B. Horizontale Cylindergebläse.[1]) Dieselben erfordern weniger Raum und mehr lange, als hohe Gebäude, lassen sich einfacher und billiger fundiren, als stehende, bedürfen keines Balanciers, sowie auch keiner Ausgleichung; sind beim Warten und bei Reparaturen leichter zugängig und durch Aufhängung einer grössern Anzahl kleiner Ventile in den Cylinderdeckeln statt eines grossen lässt sich der schädliche Raum bedeutend vermindern. Dagegen ist die Reibung etwas grösser und der Cylinder nutzt sich ungleichmässig, und zwar an der Unterseite mehr ab, welchen Uebelstand man durch verschiedene Mittel (Führung einer leichten, hohlen Kolbenstange durch beide Cylinderdeckel, Unterstützung der Kolbenstangenenden durch Rollen oder Gleitschienen,

1) Leoben. Jahrb. 1861. Bd. 10, S. 451. B. u. h. Ztg. 1868, S. 252; 1869, S. 62, 279; 1870, S. 356. Ztschr. d. Ver. deutsch. Ingen. 13, 535. Berggeist 1871, S. 472. Rittinger's Erfahr. 1870. Polyt. Centr. 1871, S. 1511.

Versehung des Kolbens mit schrägen Endflächen, gegen deren Horizontalprojection der Dampfdruck den Kolben hebend wirkt bei Kirk's Gebläse[1]), Unterstützung des Kolbens durch einen hohlen Rumpf, Anwendung von Rauch des entzündeten Petroleums statt Graphits als Schmiermittel[2]) u. s. w.) mit Erfolg abzuhelfen gesucht hat.

Dampfgebläse. Bei Anwendung von Dampfkraft findet meist eine directe Wirkung statt, wobei man den Gebläsecylinder hinter den Dampfcylinder und vor letzteren die Schwungradwelle, seltener diese Welle zwischen beide Cylinder legt. Eine Uebertragung durch Kurbelwelle wählt man nur in dem Falle, wo ein Dampfcylinder mehrere Gebläsecylinder treiben soll. Man legt dann die Cylinder einfacher hinter einander, seltener der Raumersparung wegen alle Cylinder auf dieselbe Seite der die Schwungräder tragenden Kurbelwelle.

Wasserradgebläse. Soll ein Wasserrad benutzt werden, so verbindet man entweder den die Leitstange bewegenden Krummzapfen direct mit der Wasserradwelle (Fig. 122) oder es werden, was mehr Raum erfordert, aber eine Regulirung der Geschwindigkeit besser zulässt, Getriebe eingeschaltet.

Beispiele. Direct wirkende Gebläse. *W* die mit Schwungrad *t* (Fig. 119) versehene Motorwelle für Wasserrad oder Dampfmaschine, deren Krummzapfen die

Fig. 119.

Bewegung mittelst Leitstange auf die Kolbenstange überträgt, welche, mit dem Kolben *k* versehen, ihre Leitung auf dem Gleise *g*, sowie in den Stopfbüchsen der Cylinderdeckel hat.

Ein grosses Saugklappenventil befindet sich in der oberen Hälfte eines jeden Cylinderdeckels, in der untern die Druckventile, welche den Wind durch die Röhren *r* in die Windleitungsröhre *s* entlassen. Man hat auch Tellerventile statt Klappenventile in Anwendung gebracht (Laurahütte). Bei Ersetzung der grossen Teller- oder Klappenventile durch eine grössere Anzahl kleiner solcher Ventile verringert sich der schädliche Raum und die Geschwindigkeit des Kolbens lässt sich wegen grösserer Beweglichkeit der Klappen erhöhen. Diese bestehen aus Hasenfell, aus mit Filz duplirtem Leder oder aus vulkanisirtem Kautschuk, durch Blechstreifen steif gemacht. Man vertheilt dieselben entweder reihenweise so über einander, dass die Saugöffnungen in der oberen und die mit Ventilkasten bedeckten Blaseöffnungen in der untern Hälfte der Cylinderdeckel oder umgekehrt liegen oder man legt erstere *a* (Fig. 120, 121) im Kreise mehr nach der Peripherie,

1) Dingl 188, 117. 2) Ztschr. d. Ver. deutsch. Ing. 14, 783.

letztere mehr nach dem Centrum zu und mit dem Windkasten *d* communicirend. Ueber diesen Oeffnungen liegt ein Kautschukkranz *b*, mit seinem äusseren Rande

Fig. 120. Fig. 121.

zwischen Cylinderwand und Deckel eingeklemmt, dadurch befestigt und zugleich als Dichtungsmittel wirkend. Die dem Dampf- und Gebläsecylinder gemeinschaftliche Kolbenstange gleitet mit ihrem einen Ende auf einer Leitung.

Länge des Kolbenlaufes im Windcylinder bei 1.57 M. Durchmesser gleich dem 1—$^{1}/_{2}$fachen, über 1.57 M. Durchmesser gleich dem $^{3}/_{4}$—1fachen Cylinderdurchmesser; Kolbengeschwindigkeit nicht über 80 M. pro Min., Querschnitt der Auslassventile wenigstens $^{1}/_{6}$ der Kolbenfläche.

Hierher gehören auch die von Leyser und Stiehler angefertigten Bessemergebläse[1]) für hohe Windpressungen, sowie Kirk's Gebläse[2]) für den Richardson'schen Process. Die Bessemergebläse, 80—108, selbst bis 135 Cm. Quecksilberpressung gebend, sind schnell gehende horizontale Dampfcylindergebläse mit Gummiringen als Ventilen und von Wasser gekühlten Cylindern, weil durch die hohe Pressung der Luft eine starke Erhitzung hervorgerufen wird.

Gebläse mit indirecter Wirkung. Bei einem Wasserradgebläse (Fig. 122) greift ein Stirnrad *a* auf der Welle *b* des Wasserrades *c* in ein Getriebe *d* der Kurbelwelle *e* ein; durch deren Kurbelscheibe oder Kurbel *f* wird die Schubstange *g*, dadurch die Kolbenstange *h* und der Kolben *i* im Cylinder *k* bewegt.

Fig. 122.

C. Oscillirende oder schwingende Cylindergebläse (Wackler).[3]) Dieselben gestatten eine directe Verbindung der Kurbel des Motors mit der Kolbenstange und es folgt dann der in der Mitte am Zapfen aufgehängte Cylinder der Bewegung der ersteren. Diese besonders für Wasserradbewegung und nicht zu grosse Kolbengeschwindigkeiten geeignete Construction zeichnet sich durch Einfachheit und Billigkeit der Anschaffung aus, erfordert wenig Raum, aber eine solide Fundirung. In Folge der Reibung der Kolbenstange in den Stopfbüchsen des Cylinders tritt um so rascher ein Undichtwerden ein, je näher der Schwingungspunkt des Cylinders nach der Welle zu liegt, Vorzüge.

1) Polyt. Centr. 1863, S. 705. Rittinger's Erfahr. 1864, Taf. 14. v. Hauer c. l. S. 68.
2) B. u. h. Ztg. 1868, S. 366. 3) Kerl, Met. 1, 591. B. u. h. Ztg. 1850, S. 69.

weil alsdann die Ablenkung der Kolbenstange bedeutender wird und die Last des gehobenen Cylinders jedesmal auf die eine Seite der Stopfbüchse zurückfällt. Durch diesen Uebelstand kann der Vortheil einer Krafterspärung durch Umgehung der Pleuelstange bei oscillirenden Gebläsen aufgehoben werden (Gebläse zu Dembiohammer in O.-Schlesien). Man hat stehende und liegende Gebläse dieser Art.

Bei einer Dampfmaschine als Motor lässt man auch wohl den Dampfcylinder oscilliren und sämmtliche Kolbenstangen direct an dieselbe Kurbelwelle greifen.

Beispiele. Wasserradgebläse (Fig. 123). *a* Wasserradwelle. *b* Kurbel. *c* Kolbenstange. *d* Zapfen des schwingenden Cylinders *A*. *e* an einem Bügel befindliche, mit Lagerschalen versehene Hülse zur Verminderung des Ausreibens der Stopfbüchse. *f* Windkasten mit Windleitungsrohr *g*, letzteres mit der festen Windleitung durch einen Lederschlauch verbunden, welcher beim Oscilliren des Cylinders und Windkastens eine gewisse Drehung gestattet.

Fig. 123.

Zu Bieber[1]) im Spessart wird ein oscillirendes Gebläse von einer Turbine mit etwa 9.414 M. hoch Aufschlagewasser betrieben.

Einrichtung. II. Kastengebläse.[2]) Holzkästen von quadratischem Querschnitt, mit Ein- und Auslassventilen und gelidertem Kolben, seltener doppelt- als einfachwirkend und weit häufiger stehend, als liegend; da mit Vortheil anwendbar, wo gusseiserne Cylinder nur mit grossen Kosten zu beziehen sind und Ueberfluss an Holz und Betriebswasser vorhanden. Sie verursachen häufige Reparaturen, geben Pressungen nicht über 52 Mm. Quecksilber und der Windverlust kann an 50 Proc. betragen.

Beispiel. Einfach wirkendes Gebläse (Fig. 124, 125). *a* Kasten aus 50—80 Mm starken zwei Lagen kreuzweise über einander gelegter Bohlen, 0.94—2.19 M. lang

Fig. 124.

Fig. 125.

b Kolben mit Kolbenstange *c* und Saugventilen *d*, welche aber auch als Tellerventile im Deckelkasten angebracht sein können. *f* Druckventile. *e* Windleitungsröhre. Der Kolben besitzt entweder eine Leistenliderung, auf dem Kolben *b* efestigte eingeschnittene und durch Federn gegen die glatten, mit einem Gemisch von Graphit und Leim überstrichenen Innenwände gepresste Leisten oder eine Lederstulpliderung, ein rings um den Kolben laufender, mit Leder überzogener Rosshaarwulst, welcher durch Schrauben gegen die Kastenwände gepresst wird. Fast immer von einem Wasserrad getrieben,

1) Berggeist 1871, S. 471. 2) Weisbach, Ing. u. Masch.-Mech. 3, 1003. v. Hauer c. l. S. 46. Kerl, Met. 1, 563.

erhält der Kolben seine Bewegung durch excentrische Scheiben (Wellfüsse) oder ein halbverzahntes Rad, seltener durch Kurbeln. Kolbengeschwindigkeit höchstens 157—471.95 Mm. pro Min. Länge des Kolbenhubes gleich $^1/_2$—$^2/_3$ der Seitenlänge des Kastens.

Die Kastengebläse waren früher häufig auf Metallhütten, auch wohl bei Holzkohlenhohöfen (Altenauer Hütte) in Anwendung, in Steyermark[1]) bei Frischfeuern.

91. Balggebläse und zwar:

Construction.

1) Lederbälge.[2]) Ursprünglich nur Thierhäute[3]), bestehen die Lederbälge zur Zeit meist aus zwei seitlich durch in Falten gelegtes Leder mit einander verbundenen Holztafeln von trapezförmigem (lederne Spitzbälge), quadratischem oder kreisrundem Querschnitt (Cylinderbälge), welche gegen einander bewegt werden. Um den stossweisen Windstrom in einen continuirlichen zu verwandeln, combinirt man die Bälge häufig mit einem Regulator (Reservoir), lässt auch wohl zwei Bälge abwechselnd in einen gemeinschaftlichen Regulator blasen (Doppelbälge, Kuckucksgebläse). Die Cylinderbälge nehmen einen geringeren Raum ein und haben einen geringern schädlichen Raum als die Spitzbälge, bedürfen aber auch sorgfältigen Schutzes des Leders gegen Nässe und Hitze, wenn die Reparaturkosten nicht sehr bedeutend werden sollen. Solche Gebläse finden hauptsächlich bei Schmiedefeuern und Eisenhammerwerken, seltener beim Metallhüttenbetrieb oder bei der Roheisenumschmelzung (Ilsenburg) Anwendung. Der Windeffect beträgt etwa 0.4.

Beispiele.

Einfacher lederner Spitzbalg mit Reservoir (Fig. 126). *a* Reservoir

Fig. 126.[4])

bestehend aus festem Boden *e* und beweglichem, mit Gewichten beschwertem Deckel *d*. *b* durch *k* aufgezogener und durch das Gewicht *g* wieder niedergezogener Balg mit Einlassventil *c* im Boden *h* und Auslassventil *f* im Deckel *e*. Aus *a* entweicht die gespannte Luft durch die Düse im Balgkopf.

Doppelter Spitzbalg.

Doppelter Spitzbalg mit Reservoir (Fig. 127). Zwischen zwei festen Böden *a* und *B* wird die bei *g* sich charnierartig drehende Scheidewand *b* durch eine bei *h* wirkende Kraft auf und abbewegt. *m* und *n* Einlassventile. *p* Auslassventile. *C* Reservoir. *o* Düse. Beim Aufgang des Scheiders *b* tritt atmosphärische Luft durch *m* in *A*, aus *B* wird die Luft durchs Ventil *p* nach *C* gepresst

1) Tunner, Stabeisen- und Stahlbereitung 1858, Bd. 1. S. 201. 2) Karl, Met. 1, 572.
3) B. u. h. Ztg. 1862, S. 117.

und tritt bei *o* aus; beim Niedergang von *b* wird die Luft in *A* durch *g* und *p* nach *C* getrieben und in *B* tritt durch die nach Aussen mündende Ventilöffnung *n* atmosphärische Luft.

Fig. 127.

Legt man zwei abwechselnd zu bewegende Bälge unter ein grösseres Reservoir, so entsteht, wie bemerkt, ein Kuckucksgebläse (Kupferhammer zu Oker mit Wasserbetrieb, Cupoloofen zu Ilsenburg, mit Dampf betrieben).

Einfach wirkender Cylinderbalg.

Einfach wirkender Cylinderbalg (Fig. 128). *a* fester Holzboden mit dem Druckventile und der Windleitung *b* in der darüber befindlichen niedrigen cylindrischen Holzwand *c*. *d* beweglicher Boden des Lederbalges mit Saugventilen, welcher beim Aufziehen durch die Zugstangen *e* die comprimirte Luft ins Reservoir *f* treibt, dessen Deckel *g* mit Gewichten beschwert ist. *h* und *i* zur Geradführung.

Fig. 128.

Einen sehr compendiösen doppelt wirkenden Cylinderbalg, allerdings mit bedeutendem schädlichen Raum, hat Enfer[1]) für Schmiedefeuer construirt.

Construction.

2) Hölzerne oder Spitzbälge.[2]) Zwei vorn spitz zulaufende, am schmalen Ende charnierartig verbundene und mit den abgeliderten Seitenwänden sich über einander bewegende Kästen, von denen entweder nur der Oberkasten (gewöhnliche Spitzbälge) oder nur der Unterkasten (Schämelbälge, Widholmsgebläse) beweglich ist. Derartige Gebläse sind zwar leicht herzustellen, zu bewarten und zu repariren, erfordern aber eine grosse bewegende Kraft, haben einen grossen schädlichen Raum und geben keine hohe Windpressung, wohl aber bedeutenden Windverlust.[3]) Wenig billiger und hinsichtlich ihrer Leistungen hinter den Lederbälgen zurückstehend, sind sie auch nicht viel wohlfeiler als Kastengebläse, ohne deren Effect zu erreichen. Früher in wasserreichen Gegenden auf Metallhütten, in Hammerwerken u. s. w. häufig angewandt, sind sie immer mehr durch Cylindergebläse (Oberharz) oder Ventilatoren ersetzt worden.

Werth der Gebläse.

Beispiele.

Spitzbalg mit beweglichem Oberkasten (Fig. 129). *a* beweglicher Oberkasten (Mantel), am Balgenkopfe *e* durch ein Charnier *f* mit dem Unterkasten *b* verbunden. *c* Saugventil. *d* Düse, vor welcher nach Innen zu ein sich gegen dieselbe öffnendes Klappenventil zur Verhinderung des Einziehens von heissen Ofengasen vorhanden sein kann. Die Bewegung des innen mit einem Gemisch von Graphit und Leimwasser ausgestrichenen Mantels kann auf verschiedene Weise bei *g* bewirkt werden. Der Rand des festen Unterkastens enthält eine Leistenliderung (S. 214).

---

1) Polyt. Centr. 1857, S. 281; 1866, S. 725. Dingl. 180, 427. B. u. h. Ztg. 1861, S. 93. 2) Kerl, Met. 1, 573. 3) Windberechnung in Scheerer's Met. 1, 468. Kerl, Oberharzer Hüttenproc. 1860, S. 349. v. Hauer c. l. S. 41.

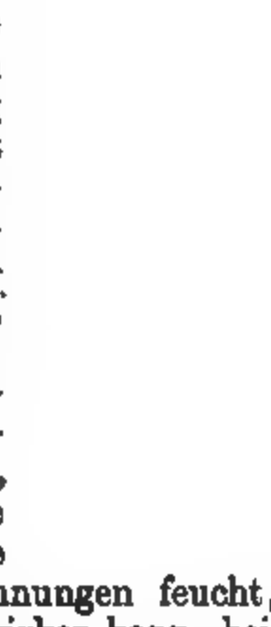
Spitzbälge mit beweglichem Unterkasten. Bei den Schämelbälgen fällt der gehobene Unterkasten durch sein eigenes Gewicht auf eine elastische Unterlage zurück, wobei keine so grosse nutzlose Ueberlast zu bewegen ist, als bei den vorigen Bälgen. Zur Verminderung des grossen schädlichen Raumes hat Widholm[1]) statt des beweglichen Unterkastens einen sich bewegenden Holzboden angewandt (Fig. 130). *a* Holzboden mit dem Balgkopf bei *c* charnierartig verbunden, mit Saugventil *g* und durch *h* auf- und niederbewegt. *d* Blaseventil. *e* Windcanal. *f* Windleitungsrohr.

Schämelbalg.

Fig. 129.

Widholmgebläse.

Fig. 130.



92. Hydraulische Gebläse. Dieselben haben zur Ansammlung der comprimirten Luft entweder einen unveränderlichen Windkasten (Wassertrommel-, Paternoster-, Wassersäulengebläse) oder einen veränderlichen (Glocken-, Tonnen-, Schneckengebläse, Cagniardellen). Die Luft solcher Gebläse ist bei niedrigen Spannungen feucht, was auf den Brennmaterialverbrauch ungünstig einwirken kann, bei höherer Spannung aber geringer als in atmosphärischer Luft. Eisbildung wirkt störend.

Wirkungsweise.

Die am häufigsten angewandten Gebläse sind folgende:

A. Gebläse mit unveränderlichem Windkasten.

1) Wassertrommelgebläse[2]) (Fig. 131). Dasselbe beruht darauf, dass durch eine 3.138—7.541 M. hohe und 157—262 Mm. weite Röhre mit 52—78 Mm. weiten Schlucklöchern mit einer gewissen Geschwindigkeit einfallendes Wasser Luft mit fortreisst und diese dann beim gewaltsamen Aufschlagen auf eine Unterlage entlässt und zwar sauerstoffreicher als gewöhnliche atmosphärische Luft.

Construction.

a Wassergerinne (Fig. 131) zur Speisung der mit Schlucklöchern *c* versehenen Einfallröhre *b*. *e* Brechbank zur Zertheilung des Wassers, welches aus *f* abfliesst, während die in der Trommel *d* angesammelte comprimirte Luft durch *g* abgeführt wird.

Beispiel.

Derartige höchst einfache und billige Gebläse sind trotz ihres geringen

1) Karsten, Met. 3, 191. Hausmann's Reise nach Skandinavien 4, 169. 2) Kerl, Met. 1, 617. v. Hauer c. l. S. 117.

Wirkungsgrades von 5—6 Proc. in Gebirgsgegenden, wo Wasserüberfluss bei hinreichend hohem Gefälle zur Disposition steht, in Anwendung zum Betrieb von Schmieden, Hammerwerken, catalonischen Feuern (Lombardei, Siebenbürgen, Spanien), selbst zum Hohofenbetrieb (Lauffen am Rhein).

Ftg. 131.

Kettengebläse.

2. Henschel's Ketten- oder Paternostergebläse.[1]) Ein verbessertes Wassertrommelgebläse, welches zwar höhere Pressungen als dasselbe giebt, aber kostspieliger in der Herstellung und namentlich in der Reparatur ist. (Früher auf Silbernaaler Hütte bei Clausthalt in Anwendung.)

Wasserstopfengebläse.

3. Henschel's Wassersäulengebläse[2]), sowie Althans' Wasserstopfengebläse[3]) haben keinen dauernden Eingang gefunden.

B. Gebläse mit veränderlichem Windkasten.

Construction.

1. Cagniardelle, Schrauben-, Spiral-, Waldhorngebläse[4]) (Fig. 132). *a* hohle gusseiserne, in einem hölzernen oder gemauerten und mit Cement überzogenen Wasserbassin *g* etwa 20° geneigt liegende Welle mit gewöhnlich 4 blechernen Schraubengewinden *c* und einem Blechmantel *b*. Wird die Welle mittelst Getriebes *F* zum Rotiren gebracht, so nimmt die über der Wasseroberfläche befindliche Mündung des Schraubenganges Luft auf, welche durch die spiralförmigen Gänge in den unteren Raum des Cylinders geführt wird und von hier durch die Knieröhre *h* im comprimirten Zustande entweicht. Durch die Oeffnung *e* im konischen Boden des Cylinders wird die Circulation des Wassers im Cylinder und Bassin bewerkstelligt.

Vortheile u. Nachtheile.

Trotz grosser Vorzüge dieses Gebläses (geringer Raum, einfache Bewegung, Entbehrlichkeit von Ventilen und Liderung, kein schädlicher Raum und kein Windverlust, höchst geringe Reibung der theilweise in Wasser tauchenden Zapfen, continuirlicher Windstrom von

---

1) Kerl, Met. 1, 619. v. Hauer c. l. S. 115. 2) Kerl, Met. 1, 620. v. Hauer c. l. S. 119. 3) Civilingenieur 7, 474. v. Hauer c. l. S. 118. Polyt. Centr. 1862, S. 113. 4) Kerl, Met. 1, 621. v. Hauer c. l. S. 120. B. u. h. Ztg. 1864, S. 25, 264; 1869, S. 433.

fast constanter Pressung, geringe Betriebskraft, so dass man die Cagniardelle bei Vergleichung mit anderen Gebläsen hinsichtlich des Wind-

Fig. 132.

und Krafteffectes als Einheit annimmt), hat dasselbe die Nachtheile einer schwierigen Construction, der Zerstörbarkeit des Bleches durch sich säuerndes Wasser im Bassin, der Entstehung von feuchtem Wind mit nicht hoher Pressung, bei grossen Dimensionen mindere Stabilität und Haltbarkeit, sowie grössere Unterhaltungskosten, viel Zeit und hohe Kosten zur Herstellung und Schwierigkeit, grosse Wasserbassins in der unmittelbaren Nähe der Oefen und Maschinen dicht zu erhalten. Man ist aus diesen Gründen neuerdings mehrfach von den Cagniardellen zu Cylindergebläsen übergegangen (Freiberg, Unterharz, Mansfeld), trotzdem wesentliche Fortschritte in ihrer Construction gemacht worden sind.

Sonstige Gebläse.

2) Veraltet oder nur zeitweilig in Ausführung gekommen sind folgende Gebläse: Glockengebläse[1]) (nach Art des Harzer Wettersatzes eingerichtet); Tonnengebläse[2]) (oscillirende, theilweise mit Wasser gefüllte Tonne, mit etwas ins Wasser von oben herab eintauchender verticaler Scheidewand, wo sich dann beim Neigen der Tonne die Luft in der einen Abtheilung verdichtet, in der andern verdünnt); Schraubenventilator[3]) (die durch Flügel oder einen Schraubengang comprimirte Luft wird parallel zur im Wasser horizontal liegenden Axe fortgeschoben); Schöpfrad- oder Schneckengebläse[4]) u. A.

93. Centrifugalventilatoren.[5]) Dieselben können bestehen:

Luftausströmung an der Peripherie.

1) aus einem in einem Gehäuse mit centraler Lufteinströmungsöffnung enthaltenen Rad mit Blechflügeln, welche beim schnellen Ro-

1) Kerl, Met. 1, 621. v. Hauer c. l. S. 115. 2) Kerl, Met. 1, 621. v. Hauer c. l. S. 114. 3) v. Hauer c. l. S. 119. 4) Kerl, Met. 1, 623. v. Hauer c. l. S. 121. B. u. h. Ztg. 1866, S. 204. 5) Civilingenieur 1862, S. 255; 1863, S. 33; Polyt. Centr. 1862, S. 1543. Kerl, Met. 1, 628. v. Hauer c. l. S. 122. Wiebe, Maschinenbaumaterialien. Dürre, Giessereibetrieb 1, 577.

tiren die zwischen ihnen befindliche Luft gegen den äussern Umfang treiben. Diese wird von hier abgeleitet, während in den in der Nähe der Axe entstandenen luftverdünnten Raum durch die centrale Oeffnung des Gehäuses atmosphärische Luft eintritt. Die Construction solcher Gebläse kann variiren je nach der Form und Anzahl der Flügel und der Form des Gehäuses, welches letztere meist fest, selten beweglich ist. [1])

Nach den Untersuchungen von W. Wedding hat, abweichend von den gewöhnlichen Ansichten, die Anzahl und Gestalt der Flügel keinen Einfluss auf den Effect der Ventilatoren, dagegen wirken Durchmesser derselben und Geschwindigkeit auf die Pressung, Flügelbreite bis zu einer gewissen Grenze auf die Windmenge.

Verschiedene Constructionen.

In Betreff der Flügelform kommen vor:

a) Gerade Flügelflächen, und zwar

Gerade Schaufeln.

α) Bei radialer Stellung, welche wegen ihres kräftigen Anschlagens gegen die durch die centrale Gehäuseöffnung eintretende Luft mehr Kraftaufwand erfordern und stark brummen, und zwar alles Dieses um so mehr, wenn das Schaufelrad, wie bei vielen älteren Constructionen [2]), hart an das Gehäuse gerückt ist, weit weniger, wenn sich verhältnissmässig kleine Flügelflächen in einem weiten Gehäuse bewegen (Nasmyth's Ventilator [3]). Von empfehlungswerther Construction sind die geräuschlos gehenden geradflächigen Ventilatoren von W. Wedding [4]) und Schiele. [5])

Schiele'scher Ventilator.

(Fig. 133. 134.) *a* sieben Blechschaufeln. *b* concentrisches inneres Gehäuse. *c* excentrisch sich aufwickelndes äusseres Gehäuse, beide an der der Eintrittsöffnung *d* gegenüber liegenden Seite mittelst eines um die ganze Peripherie des Ge-

Fig. 133.

Fig. 134.

häuses sich herumziehenden Schlitzes *e* verbunden. *f* Windaustrittsröhre. *g* einseitige Lagerung. Diese Ventilatoren haben bis zu 1.098 M. Durchmesser.

1) Civilingenieur 1869, S. 33. 2) Dürre, Giessereibetr. 1, 617. 3) Ebend. 1, 615
4) Dingl. 187, 75. 5) Dürre c. l. S. 627.

Man hat auch Doppelventilatoren, welche entweder in ein gemeinschaftliches Rohr ausblasen [1]) oder von denen der eine die comprimirte Luft aus dem anderen aufnimmt und die Pressung verstärkt (Perrigault's Doppelventilator [2]).

β) Bei schräger Stellung, welche gute Constructionen zulässt, wenn das Schaufelrad den Innenwänden des Gehäuses nicht zu nahe kommt.

b) Gekrümmte Schaufeln bei neueren obige Uebelstände der geraden Schaufeln beseitigenden Constructionen der verschiedensten Art, welche sich unter nachstehende beide Systeme bringen lassen: Gekrümmte Schaufeln.

α) Gleichmässige Breite der an die Seiten des Gehäuses möglichst dicht anschliessenden Flügel, während die Peripherie ein excentrisches Intervall zwischen Rad und Gehäusewand zeigt. Diese bei schwerem Gange eine hohe Pressung gebende Construction liegt den Rittinger'schen Ventilatoren [3]) zu Grunde, so auch dessen Hochdruckventilator [4]), welcher sonst noch charakterisirt ist durch kleine Saugöffnungen, sehr geringe Breite, eigenthümlich gekrümmte Schaufeln und ein pyramidales oder konisch sich erweiterndes Windabführungsrohr.

Hochdruckventilator (Fig. 135. 136). $a\,b$ Lagerständer für die Axe des aus zwei Blechscheiben c und d bestehenden Flügelrades, deren erstere auf einer Beispiel.

Fig. 135. Fig. 136.

Nabe von der Form eines sphärischen Kegels befestigt, die letztere aber in der Weite der Einströmungsöffnung e durchbrochen ist. 24 blecherne Flügel zwischen den Scheiben sind so gekrümmt, dass ihr erstes Krümmungselement an der Einströmungsöffnung mit dem Radius einen Winkel von 60° 50′ bildet, gegen den Rand des Ventilatorrades aber der an der Lufteinströmungsseite zugeschärfte Flügel radial ausläuft. Der Mantel ist gegen die Ausströmungsöffnung g hin nach einer archimedischen Spirale aufgerollt und der Wind tritt durch das erweiterte Rohr g mit rechteckigem Querschnitt in die Windleitungsröhre h. Das Flügelrad ist gegen das Ventilatorgehäuse durch einen an die Blechscheibe d festgenieteten schmiedeeisernen Ring i abgeschlossen, welcher mit seiner äusseren, vertical auf die Axe des Ventilators abgedrehten Fläche längs einer entsprechenden genau adjustirten Gehäusefläche ohne Reibung vorbeiläuft, indem zwischen beiden nur ein kleiner Spielraum bleibt. Durch die Feder k und die derselben entgegen gestellte Druckscheibe l

1) Dürre a. l. S. 615. 2) Dingl. 179, 366. 3) Rittinger, die Centrifugalventilatoren 1858. 4) Ebend. Tunner, Stabeisen- u. Stahlbereitung 1858, Bd. 1, S. 191.

wird die genaue Adjustirung des Abschlusses ermöglicht. Man erhält Pressungen von 34.9—41.4 Mm. Quecksilber.

β) Die zwischen zwei linsenförmig an einander geschraubte Schilde geschlossenen Schaufelblätter entlassen den Wind durch einen schmalen Schlitz in das weite Gehäuse. Die Schaufeln haben ungleiche Breite.

Beispiel. Hierher gehört neben anderen neueren amerikanischen Constructionen der Ventilator von Lloyd[1]) (Fig. 137. 138). *R* Gehäuse, auf den Füssen *Z* ruhend.

Fig. 137.

S Lager zur Aufnahme der Flügelaxe mit der Riemenscheibe *T*. *U* Flügel, seitlich mit aufgebogenem Rande *V* aus Eisenblech, welcher die Reaction der durch die centralen Gehäuseöffnungen eintretenden Luft auf die Flügel verhütet, in Folge dessen diese Gebläse ohne Geräusch arbeiten. Behuf bestmöglichsten Anschlusses befinden sich an den Flügeln abgedrehte messingne Ringe *X*, welche sich in geringem Abstande von gusseisernen Ringen am Gehäuse bewegen. Letztere bilden Eintrittsöffnungen für die atmosphärische Luft und es kann bei der angegebenen Einrichtung keine Luft ins Gehäuse treten, ohne das Flügelrad passirt zu haben. Die Dichtung der Eintrittsöffnung kann auch durch einen Filzstreifen geschehen. *Y* Luftausströmungsöffnung. Der Ventilator macht 1200—2000 Touren pro Min. und giebt Pressungen von 314 bis 392, selbst 628 Mm. Wassersäule. Die Lloyd'schen Ventilatoren werden neben den Nasmyth'schen sehr häufig in Giessereien angewandt.

Fig. 138.

Luftausströmung in der Mitte.

2) Ventilatoren mit Directionsschaufeln, bei welchen die Luft in der Mitte, der Eintrittsöffnung gegenüber ausströmt.

Beispiel. Hierher gehört der von allen übrigen Constructionen hinsichtlich seiner Leistung und seines Baues sich unterscheidende Schwarzkopf'sche Ventilator[2]) (Fig. 139—141). *a* Flügelradwelle, mittelst nach der Antifrictionscurve construirter Zapfen in Lagern laufend, von denen das eine unmittelbar am Ventilatorgerüste befestigt, das andere in der Mitte des Gehäuses bei *b* angeordnet ist. *c* Flügelrad in Gestalt einer konisch geformten Scheibe von Gusseisen, an welcher radiale, nur ganz vorn etwas gekrümmte Flügel *d* angegossen sind. *e* Eintrittsöffnung für die Luft, welche von den Flügeln ergriffen und nach der äusseren Peripherie geschleudert wird, von hier aber über den Rand der Flügel-

1) Wiebe c. l. Taf. 4, Fig. 5. Civilingenieur 1863, S. 31. 2) Karl, Met. 1, 626. Dürre c. l. S. 629. v. Hauer c. l. S. 136.

radscheibe in die zweite Hälfte des Gehäuses gelangt und von Directionsschaufeln *f*

Fig. 139. Fig. 140.

nach der Mitte hin zur Austrittsöffnung *g* geführt wird. Bei 1440—2880 Touren pro Min. erhält man Pressungen von 183—649 Mm. Wasser.

Fig. 141.

Werth der Ventilatoren.

Die Ventilatoren, von denen im Vorhergehenden nur die in Deutschland am häufigsten angewandten erwähnt sind, nehmen wenig Raum ein, erfordern im Vergleich zu Cylindergebläsen geringere Anlage- und Unterhaltungskosten, geben bei etwa nur 30 Proc. Wirkungsgrad grosse Mengen Wind, aber von geringerer Spannung, höchstens bis 785 Mm. Wasser, und werden durch Wasserräder, Dampf und Handarbeit, am zweckmässigsten durch eine Turbine getrieben. Man verwendet Ventilatoren häufig für Herdöfen und Cupoloöfen[1]), zur Erzeugung von Unterwind für Gasgeneratoren und Flammöfen, aber auch beim Metallhüttenbetrieb (Kupfergaarmachen, Kupfer- und Bleischachtöfen), selbst für Eisenhohöfen.[2]) Der Wirkungsgrad der Ventilatoren beträgt gewöhnlich 0.25, selten bis 0.3.

94. Kapselgebläse. Nach dem Principe der Kapselräder[3]) bestehen dieselben aus zwei in einer Kapsel eingeschlossenen in einander greifenden Flügelrädern, welche dabei die angesaugte Luft vor sich herschieben und im Gegensatz zu den Centrifugalventilatoren bei langsameren Gange (200—300 Touren pro Min.) eine durchschnittlich höhere Windpressung (420—625 Mm. Wasser) bei constantem Windstrom geben. Dieses Gebläse hat den Kolbengebläsen gegenüber keinen schädlichen Raum und giebt deshalb einen hohen Windeffect und Wirkungsgrad bei einem nur einigermassen guten Anschluss der Flügel an einander und an das Gehäuse; im Vergleich mit Centrifugalventilatoren ist dasselbe haltbarer und leichter zu behandeln.

Princip.

1) Dürre c. l. S. 534, 577. 2) Dingl. 132, 84. B. u. h. Ztg. 1854, S. 310. 3) B. u. h. Ztg. 1869, S. 120.

Beispiel. Auf Hüttenwerken, namentlich für Cupoloöfen, hat hauptsächlich der Root'sche Ventilator[1]) (Fig. 142) Eingang gefunden. *A* und *B* Flügelräder, von 2 M. Breite und 0.9 M. Durchmesser, bei deren Umdrehung je eins der Scheitelprofile derselben an der Gehäusewand dicht abschliesst und das entgegengesetzte *abc* des einen mit dem Mittelprofil des andern in Berührung ist, so dass stets ein dichter Verschluss zwischen den Flügeln und an den Kropfwänden stattfindet. *C* Einströmungsöffnung. *D* Ausströmungsöffnung. Der Root'sche Ventilator zu Neuberg liefert für einen Cupoloofen mit 4 Düsen von 66 Mm. Durchmesser und 30.5—32.7 Mm. Quecksilberpressung 55.6 Cbkm. kalten Wind pro Min. In England ist dieses Gebläse sehr verbreitet und findet sich auch auf dem neuen Stahlwerke in Osnabrück, der Bochumer Gussstahlhütte, in Nordamerika u. A.

Fig. 142.

Rotirendes Kolbengebläse. Diese zweiaxige Maschine erfordert eine sehr genaue Ausführung. Das von W. Wedding in einfacherer Weise construirte einaxige rotirende Kolbengebläse[2]) liefert bei 120 Touren pro Min. hinreichenden Wind für einen Cupoloofen, bei 400 Touren einen Windstrom von fast 941 Mm. Wassersäule.

II. Windregulatoren.

Zweck. **95. Allgemeines.** Die Regulatoren[3]) bezwecken die Ausgleichung der eine gleichmässige Verbrennung störenden Schwankungen des vom Gebläse entlassenen Windstroms, welche ihren Grund theils in dem unterbrochenen Hub der Kolbengebläse, theils in dem mit dem Kolbengang nicht gleichen Schritt haltenden Ventilspiel haben. In Folge eines Ueberdruckes öffnen sich die Ventile erst dann, wenn der Kolben bereits seinen Lauf begonnen hat.

Eine hinreichend weite und lange Röhrentour ersetzt einen Regulator, sowie auch eine Kuppelung von drei Gebläsen beim Einblasen derselben in einen gemeinschaftlichen Windsammelkasten die Schwankungen genügend beseitigt. Intermittirender Wind[4]) hat sich nicht bewährt. Die Regulatoren, in denen eine constante Spannung herrschen soll, haben entweder ein unveränderliches oder ein veränderliches Volumen, erstere im Allgemeinen für höhere, letztere für niedrigere Spannungen.

Construction. **96. Regulatoren mit unveränderlichem Volumen.** Sammelbehälter für den Wind mit unbeweglichen Wänden, welche den Windstrom mit um so gleichmässigerem Drucke entlassen, je grösser ihr Volumen im Verhältniss zu dem des Gebläseraumes. Stärke der Windpressung, Anzahl der ausblasenden Gebläseräume und Länge und Weite der Windleitungsröhren bedingen hauptsächlich die Grösse des Regulators.

Nach Redtenbacher giebt man demselben das 40—60fache Volumen des pro Sec. in denselben entlassenen Windquantums. Nach v. Hauer verhalten sich unter sonst

1) B. u. h. Ztg. 1869, S. 121; 1871, S. 10, 279. Dürre, Giessereibetrieb 1, 633. Dingl. 187, 301. Rittinger's Ausstellungsber. 1867, S. 51. Berggeist 1871, S. 290. Polyt. Centr. 1871, S. 680. Ztschr. d. Ver. deutsch. Ingen. 15, 480. 2) Dürre, Giessereibetrieb 1, 633. 3) Kerl, Met. 1, 637. v. Hauer a. l. S. 61. 4) B. u. h. Ztg. 1859, S. 328, 330, 429; 1860, S. 326, 440.

gleichen Umständen die Inhalte des Regulators für Gebläse mit 1, 2 und 3 doppeltwirkenden Cylindern wie $1 : {}^1/_{14} : {}^1/_{30}$.

Der Regulirungsgrad, das Verhältniss der grössten Veränderung der Windpressung zum mittleren Manometerstande, macht einen um so kleineren Regulator erforderlich, je geringer ersterer ist, und schwankt zwischen 0.04—0.06.

Man unterscheidet:

1) Metallregulatoren, seltener aus Gusseisen, als aus zusammengenieteten Eisenblechtafeln, der grösseren Festigkeit wegen mit kreisrundem Querschnitt hergestellt. Die Kugelform (Ballonregulatoren) gestattet bei gegebenem Volum die kleinste Oberfläche und bei hoher Lage mehr Raum im Gebläsehause, erfordert aber bei Aufstellung im Freien eine Sicherung gegen Windstösse durch Ketten oder Streben. Metallregulatoren.

Ein solcher Ballonregulator[1]) (Fig. 143) hat z. B. bei 8 M. und mehr Durchmesser ein Windeinführungsrohr *m*, ein Windausführungsrohr *l* und ein Sicherheitsventil, und erhält einen der Witterung widerstehenden Anstrich. Beispiele.

Fig. 143.

Cylindrische Regulatoren, seltener stehend als liegend und dann von 0.78—2.82 M. Durchmesser und bis 72 M. Länge (die engeren wohl von Gusseisen, die weiteren von Eisenblech) und durch Halbkugeln begrenzt, stehen entweder im Freien oder werden in eine Grube gelegt. Bei grösserer Länge ist der Wind in den davon zuerst getroffenen Düsen ungleichmässiger.

Die Metallregulatoren, obgleich theuer in der Anlage und Reparatur, sind einfach und bedürfen keiner Wartung.

Auf neueren Hütten Englands giebt man zur Ersparung der colossalen Regulatoren den Windleitungen 1.5—2 M. Durchmesser, wobei die Maschinen wegen des geringeren Widerstandes und des gleichförmigen Ausströmens an der Düse bedeutend an Effect gewinnen.[2])

2) Gemauerte oder seltener in nicht klüftigem Gestein eingehauene Regulatoren behindern wegen ihrer unterirdischen Lage den Raum hinter den Oefen nicht, wie die vorhergehenden, sind aber unsicherer und zuweilen theurer (Rhonitz). Bei halbcylindrischer (Pouzin[3]) oder cylindrischer Gestalt (Rhonitz[4]) werden erstere aus Stein- oder Betonmauerwerk hergestellt, wohl in mehreren Lagen hinter einander aufgemauert, Zwischenräume und Rückwand mit Thon und die Fugen durch Cement gedichtet, die Innenflächen mit Theer (Zsarno- Gemauerte Regulatoren.

1) Kerl, Met. 1, 629. Hartm., Fortschr. 5, 100. v. Hauer c. l. S. 81. 2) Preuss. Ztschr. 14, 300, 313. 3) B. u. h. Ztg. 1857, S. 43. 4) B. u. h. Ztg. 1863, S. 94. Kerpely, Eisenhüttenwesen in Ungarn 1872, S. 183.

witz[1]) oder Asphalt, weniger gut mit Eisenkitt (Lehm und Eisendrehspähne) überzogen.

Beispiel. Regulator zu Pouzin (Fig. 144) ist, in 25 M. Länge, aus in Mörtel eingetauchten Ziegelsteinen hergestellt, mit Mörtel aus 1 Vol. hydraulischem Kalk, 2 Vol. Sand und 4 Vol. zerkleinten Kieselsteinen umgeben. Innenwände mit Mörtel und einem Gemisch von Theer und Kalk überzogen, Boden mit Cement und dann mit Asphalt übergossen.

Fig. 144.

Construction.

97. Regulatoren mit veränderlichem Volumen. Dieselben bestehen entweder in einem belasteten, auf das zuströmende Luftquantum drückenden und in einem offenen Cylinder gleitenden Kolben oder kolbenähnlich wirkenden Körper (Trockenregulatoren) oder in einem das Reservoir nach unten abschliessenden Wasserniveau (Wasserregulatoren).

Trockenregulatoren. 1. Trockenregulatoren. Dieselben kommen für mindere Pressungen (z. B. für lederne Spitzbälge, seltener Cylindergebläse) häufig in Anwendung in Gestalt von Lederregulatoren (Fig. 126, 127, 128), seltener als Kolben- oder Reibungsregulatoren, z. B. an Kastengebläsen, aber wegen Windlässigkeit und Kostspieligkeit wenig gebräuchlich.

Fig. 145. *e* Kolben mit Sicherheitsventil *f* und mittelst des Querhauptes *g* an den Stangen *h* gleitend. *c* und *d* Windzuströmungs- und Ableitungsöffnung.

Fig. 145.

Wasserregulatoren. 2. Wasserregulatoren. Dieselben können feuchten Wind liefern, welcher z. B. beim Eisenhohofenbetrieb das Ausbringen vermindern und das Roheisen weiss machen kann.[2]) Man unterscheidet:

Glockenregulator. a) Mit feststehender Glocke (Fig. 146). *a* Wasserbassin.

Fig. 146.

b Holzkasten (Glocke), durch seitliche Oeffnungen mit *a* communicirend

1) Oest. Ztschr. 1871, S. 45. 2) Allgem. b. u. h. Ztg. 1868, S. 229.

und 10—20 mal so gross als der Gebläsecylinder seinem Inhalte nach. *c* Lufteinströmungsöffnung. *d* Luftausströmungsöffnung. Durch die höhere Wassersäule in *α* werden die Ungleichmässigkeiten des Luftstromes ausgeglichen, wobei aber das Wasser ins Schwanken kommt, in Folge dessen auch die Luft bewegt und leicht feucht wird; deshalb finden sich solche Regulatoren trotz grosser Einfachheit selten in Ausführung.

Wassertonnenregulator.

b) Mit beweglicher Glocke oder Wasserliderung (Wassertonnenregulator). Die Glocke *a* (siehe vorige Figur) bewegt sich an Leitungen auf und nieder, ist mit Gewichten beschwert und durch eine Feder oder Gewichte in ihrem Hube begrenzt. Solche Apparate empfehlen sich wegen Billigkeit und Dauerhaftigkeit, bedürfen wenig Wartung und nur eines 1—3fachen Volums des Cylinders, auch die Spannung der Luft ändert sich wenig. Eine zweckmässige Einrichtung hat Chauffriat's Regulator.[1])

Wood's Druckregulator[2]) gestattet die Verminderung des Dampfzutritts in den Dampfcylinder bei verstärktem Winddruck.

III. Winderhitzungsapparate.

Geschichtliches.

98. Allgemeines. Nachdem schon Seddler 1799 auf die energischere Wirkung erhitzten Sauerstoffs und 1822 Leuchs auf die der heissen Luft bei Verbrennungsprocessen aufmerksam gemacht, führte Neilson 1828 die Winderhitzung[3]) für metallurgische Zwecke ein.

Wirkung erhitzter Luft.

Die Anwendung erhitzten Windes hat in Folge einer Steigerung der Temperatur im Verbrennungsraume zu einem leichter zu regulirenden Ofengang, zur Ersparung an Brennmaterial oder zur Steigerung der Production oder zu beiden neben einander, aber dann in geringerem Masse geführt (bei Eisenhohöfen z. B. zur Erhöhung der Production um $^1/_3$—$^1/_2$, Ersparung an Brennmaterial $^1/_5$—$^1/_3$). Die bei heisser Luft entstehende höhere Temperatur steht nicht im directen Verhältnisse zu der vom Winde mitgebrachten Wärme, sondern erstere ist ungleich höher und die dadurch herbeigeführte Ersparung an Brennmaterial übertrifft diejenige weit, welche etwa zur Erhitzung des Windes aufgewandt ist.

Dieses scheint hauptsächlich seinen Grund zu haben[4]):

a) in der rascheren Nutzung der heissen Luft. Während kalte Luft sich erst bis zur Entzündungstemperatur des Brennmaterials erwärmen muss, ehe sie zur Verbrennung dienen kann, sich während dieser Zeit unter Fortsetzung ihrer Bewegung ausdehnt und dadurch zum Theil erst ausserhalb des Schmelzraumes, also für diesen unvollständig zur Wirkung kommt, so greift heisse Luft fast momentan in die Verbrennung ein und kommt mit mehr Pressung, in weniger ausgedehntem Zustande, in einem engern Kreise vollständiger zum Effect, wodurch die Temperatur in diesem gesteigert wird;

b) in der Entwicklung von mehr Kohlensäure, als Kohlenoxydgas bei dieser momentanen Wirkung der heissen Luft, während sich bei kaltem Winde mehr Kohlenoxydgas erzeugt und der im Ueberschuss hinzutretende Sauerstoff sich nicht vor wieder stattgehabter Temperaturerniedrigung mit dem Kohlenoxydgas zu Kohlensäure vereinigt, sondern nur wieder mit festem Kohlenstoff sich verbindet (Bunsensches Gesetz[5]). Es verbrennt nach demselben Kohlenoxydgas in Luft unter einer Temperaturerhöhung von 0 auf 1997° C., aber bei diesem Temperaturmaximum nur zu $^1/_3$, wenn ein dem Knallgas analoges Mischungsverhältniss vorhanden. Mit grösseren Mengen unverbrennlicher Gase (Kohlensäure, Luft u. s. w.) vermischt, ver-

1) Dingl. 181, 346. 2) Engineering, Sept. 1871, p. 204. 3) Kerpely, Fortschr. Bd. 1—5. Berggeist 1861, No. 97; 1868, No. 23, 25, 28, 32. 4) B. u. h. Ztg. 1868, S. 42; 1869, S. 145. 5) Pogg. Ann. 101, 161.

brennt von dem Kohlenoxydgas bei allmählichem Sinken der Temperatur auf 1146° C. in Intervallen die Hälfte, dagegen unterhalb dieser Temperatur dasselbe in Intervallen vollständig zu Kohlensäure, woraus hervorgeht, dass bei höheren Temperaturen ein Theil Kohlenoxydgas selbst bei vorhandenem freien Sauerstoff unverbrannt bleibt. Es wird deshalb die Temperatur um so höher sein, je weniger Kohlenoxydgas sich bei der ersten Verbrennung bildet.

Anwendbarkeit.

Die durch solche gesteigerten Temperaturen hervorgebrachten Vortheile[1]) haben sich besonders bei Reductionsprocessen (Eisenhohofenprocess, Hammergaarmachen des Kupfers) oder bei solchen Processen bewährt, wo es nur auf Hitzeerzeugung ankommt (Cupoloofenbetrieb, Kupferschieferschmelzen, Silberroharbeit), dagegen weniger oder gar nicht bei Oxydationsprocessen (Kupfergaarmachen, Abtreiben, Eisenfrischen) wegen zu raschen Einschmelzens und deshalb nicht erforderlicher Zeit zur Abscheidung der Verunreinigungen, sowie für gewisse Solvirungsprocesse, bei denen Metalloxyde, namentlich Eisenoxydul verschlackt werden sollen (Blei-, Silber-, Kupfer-, Zinnhüttenprocesse). Doch liegen auch für Oxydationsprocesse (Abtreiben und Silberfeinbrennen in Kongsberg[2]), Eisenfrischen[3])) Fälle einer günstigen Wirkung vor.

Nachtheile der Winderhitzung.

Bei der von heisser Luft erzeugten höheren Temperatur reduciren sich in höherem Masse, als bei kalter Luft, gewisse Substanzen (Silicium, Metalle der alkalischen Erden und Erden), welche durch Verunreinigung des zu erzielenden Productes (z. B. des Roheisens) schädlich influiren, und die Ofenwände werden rascher zerstört. Umgekehrt wirkt die höhere Temperatur bei passender Beschickung auf die Entfernung anderer schädlicher Bestandtheile (Schwefel aus Eisenerzen) oder die Entstehung eines erwünschten Productes (graues Roheisen) hin. Durch passende Gegenmittel (z. B. Herstellung einer basischen, kalkreicheren Beschickung beim Eisenhohofenbetrieb oder Erhöhung des Satzes, Abkühlung der Ofenwände von Aussen u. s. w.) sind erstere Uebelstände in so weit vermindert, dass als ein Hauptfortschritt der Neuzeit, z. B. beim Eisenhohofenbetriebe, die von Tunner schon längst empfohlene weit stärkere Erhitzung der Luft (bis auf 600° C. und mehr) gegen früher (von 100 bis 400°) begrüsst worden ist.[4]) Man hält auf amerikanischen Hütten die Windtemperatur für hoch genug, wenn ein vor das geöffnete Guckloch einer Düse gehaltenes Stück Tannenholz sogleich zu brennen anfängt. Die ungünstigen Urtheile, welche noch hin und wieder über die Wirkung der heissen Luft gehört werden, liegen meist in zu schwachen Gebläsen[5]) oder dem Fehler, dass beim Uebergang von kaltem zu heissem Wind der Düsenquerschnitt nicht entsprechend erweitert wird.

Nach Kerpely[6]) ist beim Uebergang von kaltem zum heissen Wind der bestehende Düsenquerschnitt für je 100° Temperaturerhöhung mit folgenden Factoren zu multipliciren:

bei	100°	200°	300°	400°
mit	1.15	1.3	1.4	1.5.

Classification der Apparate.

Nachdem die directe Erhitzung des Windes in den Apparaten von Cabrol und Devaux längst aufgegeben, findet nur noch eine indirecte Erhitzung desselben in gusseisernen Röhrenapparaten

1) Kerl, Met. 1, 634. 2) Berggeist 1872, S. 18. 3) Bgwfr. 5, 21. 4) B. u. h. Ztg. 1868, S. 139, 151; 1871, S. 140. Oest. Ztschr. 1871, No. 15. 5) B. u. h. Ztg. 1863, S. 96. 6) B. u. h. Ztg. 1868, S. 152. Berggeist 1872, S. 18.

oder in Regenerativapparaten mit Thonausfüllung statt. Seltener lässt man die im Röhrenapparat vorgewärmte Luft noch durch einen Regenerativapparat gehen.[1]) Bei Röhrenapparaten gestattet das Gegenstromprincip, bei welchem Wind- und Flammenstrom einander entgegen ziehen, die beste Ausnutzung der Wärme.

Befeuerung.

Die Erhitzung der Apparate geschieht entweder durch directe Feuerung auf Rosten, in ökonomischer Beziehung aber meist am vortheilhaftesten durch Gichtgase[2]) (S. 113), welche wegen ihrer langen Flamme die Anbringung einer grossen Anzahl Röhren über einander oder hoher Röhren gestatten und die Röhren mehr schonen lassen, als die Stichflamme der Steinkohlen. Am wenigsten werden die Röhren schadhaft und oxydiren, wenn die Verbrennung der Gase nicht im Apparate selbst stattfindet, sondern in einer Vorkammer (S. 114). Bei Gichtgasen muss die Esse höher sein, als bei directer Feuerung. Meist ist eine Reservefeuerung erforderlich, weil die Gase, wenn sie bei in Unordnung gerathenem Ofengang gerade die meiste Hitze geben sollen, am wenigsten brennbar sind, weshalb man wohl Vercokungsgase zur Winderhitzung den Gichtgasen vorzieht (S. 115). Es ist auch eine Erhitzung des Windes durch glühende Schlacken[3]) versucht worden; zuweilen findet dieselbe an gewissen heissen Theilen der Oefen (in der Feuerbrücke, in den Feuerraumswänden, im Herdeisen, in den hohlen Ofenwänden des amerikanischen Bleiherdes, in den Formen u. s. w.) statt und trägt dann zur Kühlung derselben bei.

Stellung.

Wird mit festem Brennmaterial gefeuert, so stellt man bei Schachtöfen die Apparate behuf Vereinfachung der Anlage und Verkürzung der Windleitungsröhren meist auf die Hüttensohle, seltener etwas über dieselbe; bei Gichtgasfeuerung aber entweder auf die Sohle oder bei niedrigeren Oefen auf die Gicht, wenn Raum dazu vorhanden und das Gebläse hinreichend kräftig ist, sonst muss man die Gichtgase auf die Hüttensohle herableiten (S. 109), wobei sie in Folge vollständigerer Condensation darin enthaltener Wasserdämpfe wirksamer werden. In Herdöfen (Frisch- und Ausheizfeuer) legt man den Apparat entweder ganz oder theilweise über die Flamme, in Flammöfen besser in den untern Theil der Esse, als in den Fuchs, auch wohl in den Aschenfall und die Feuerbrücke.

Construction.

99. Röhrenapparate. Diese enthalten gusseiserne Röhren von 12—32 Mm. Wandstärke in horizontaler, vertikaler oder hängender Anordnung (liegende, stehende und hängende Apparate), welche von aussen erhitzt werden und in denen Luft circulirt. Mit der Länge und dem Umfang des Rohres im Verhältniss zum Querschnitt nimmt die Erhitzung zu, die Geschwindigkeit des Windes aber ab. Man theilt deshalb zweckmässig das Hauptrohr im Erhitzungsapparat in mehrere Zweigröhren, deren Gesammtquerschnitt wenigstens dem des ersteren gleichkommt. Da die Luft beim Erhitzen an Volumen zunimmt, so vergrössert man zweckmässig die Zahl der Röhren oder den Querschnitt progressiv (z. B. im Hängeröhrenapparat) nach der Formel $1 + 0.00367\ t$, worin t die Zunahme der Windtemperatur bedeutet. Nach Vorstehendem geht entweder der Windstrom ungetheilt und

---

1) B. u. h. Ztg. 1870, S. 107. 2) B. u. h. Ztg. 1868, S. 43, 410. 3) B. u. h. Ztg. 1868, S. 52.

wiederholt durch den Heizraum (Schlangenrohrapparate, wie der alte Wasseralfinger und Ringröhrenapparat) oder getheilt nur einmal in je einem Doppelrohre (Zwillingsrohrapparate, wie zum Theil der Hosenröhren-, der Pistolen- und Hängendröhrenapparat) oder beide Systeme sind vereinigt (combinirtes System, als: Westphälischer Apparat, Hosenröhrenapparat zum Theil), indem ein getheilter Windstrom wiederholt der Flamme ausgesetzt ist. Am häufigsten kommen für grössere Windmengen Hosenröhren-, Pistolenröhren- und westphälische Apparate in Anwendung, für kleinere Windquantitäten die Wasseralfinger.

Effect.

Ueber das Verhältniss der Heizflächengrösse zum Luftquantum, welches bei bekannter Geschwindigkeit auf einen bestimmten Temperaturgrad gebracht werden soll, variiren die Angaben, so wie auch über den Nutzeffect der Apparate, über welchen Schinz und v. Mayrhofer[1]) noch das Vollsändigste geliefert haben.

Nach Redtenbacher ist die vortheilhafteste Heizfläche zur Erhitzung von 1 Cbkm. Luft auf 300° pro Min. = 25—30 Q.-M., Windgeschwindigkeit in den Wärmröhren 10—11 M., Brennstoffaufwand zur Erhitzung von 1 Cbkm. Luft Holz 0.07 Kil., Steinkohle 0.035 Kil. Schinz und Weisbach rechnen 25.5—31.8 Q.-M. Heizfläche pro 1 Cbkm. Der Nutzeffect dürfte 50 Proc. selten übersteigen.

Nach Tunner werden in englischen Apparaten meist höhere Temperaturen erzeugt, als in deutschen wegen grösserer Erhitzungsfläche in dem Verhältniss von 0.099 : 0.025 Q.-M. (1 : ¼ Q.-F.) pro 0.0309 Cbkm. (1 Cbkfs.) des in der Minute zu erhitzenden Windes. In englischen Apparaten kommen auf je 30.9 Cbkm. pro Min. durchströmenden Windes 123.1 Q.-M. und man erzielt Temperaturen von 500—600° C. bei 5—6jähriger Dauer der Röhren, z. B. im Apparate von Gjers.

Da bei steigender Reibung des Windes in den Röhren die Betriebskraft für die Dampfmaschine vermehrt werden muss und es dazu eines grösseren Aufwandes an Brennmaterial bedarf, so können zum Vergleich der für das ökonomische Resultat günstigsten Heizrohrquerschnitte die aufgewandten Brennstoffquantitäten und die in den Apparaten mehr erzeugte Wärme dienen.

Erfordernisse vollkommener Apparate.

Es sind diejenigen Apparate die vollkommensten, in welchen der Wind bei gleicher Erhitzung die kürzeste Zeit verweilt, je mehr die Verbindungs- und Dichtungsstellen sich ausser dem Bereich der Heizflamme befinden, je mehr die Formen ihrer Theile den verschiedensten durch die Hitze herbeigeführten Spannungen Rechnung tragen, ohne zu springen, je leichter, ohne Störung des Betriebes, die Auswechselung schadhaft gewordener Theile stattfinden kann und je bequemer sich eine Reinigung vornehmen lässt. Die gusseisernen Röhren lassen bei älteren Apparaten eine Winderhitzung von wenig über 400° C., bei neueren englischen aber von 600—700° zu (z. B. Apparat von Gjers).

Vortheile u. Nachtheile.

1. Liegende oder Wasseralfinger Apparate. Im Vergleich zu den besseren vertikalen Apparaten nutzen dieselben das Brennmaterial besser aus und ihre Verbindungsstellen liegen meist ausserhalb des Heizraumes, sind aber doch weniger haltbar, indem die unteren Röhren, stärker erhitzt als die oberen, leicht bersten, namentlich bei directer Feuerung mehr leiden, als bei Gasfeuerung, sich auch wegen ihres Gewichtes bei grosser Hitze nach unten biegen und reissen. Soll dieselbe Windmenge bei gleicher Geschwindigkeit in den Röhren auf dieselbe Endtemperatur in beiden Apparaten von gleicher Heizoberfläche gebracht werden, so müssen die untersten Röhren des Wasseral-

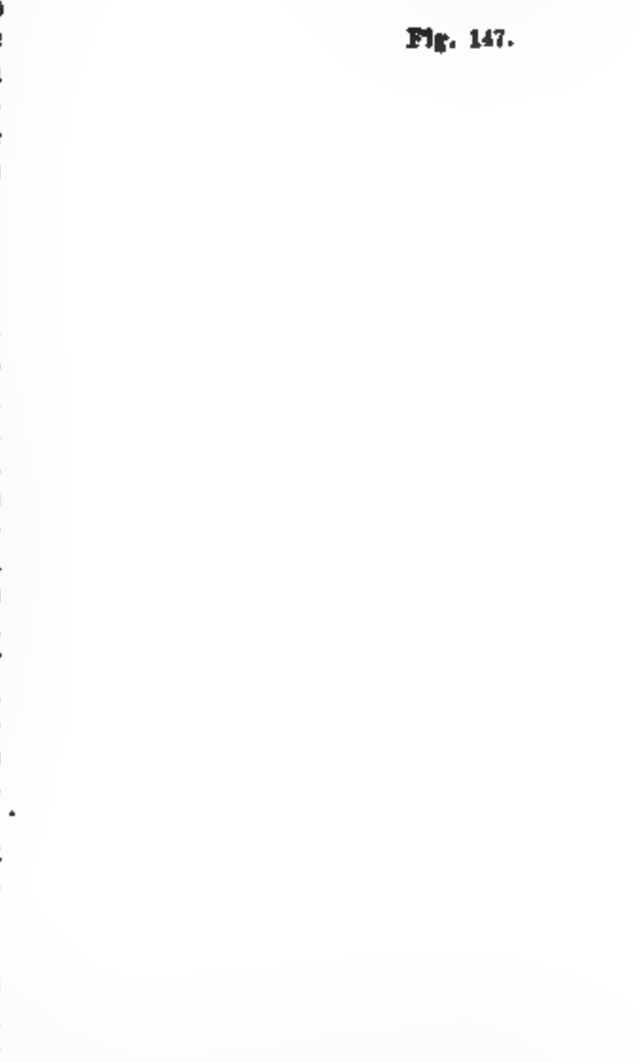
1) Leoben. Jahrb. 1861, Bd. 10, S. 419.

finger Apparates viel stärker erhitzt werden, als die der stehenden Apparate und es wird die Sicherheit in letzteren durch die Brennmaterialersparung in ersteren nicht ausgeglichen. Vertikale Röhren können dünner gegossen werden, besitzen dann grössere Leitungsfähigkeit für die Wärme und oxydiren sich weniger. Führt man den Wind in den Röhren der Flamme entgegen, so findet eine stärkere Erhitzung des ersteren statt, als wenn beide denselben Lauf nehmen, die Röhren sollen aber rascher zerstört werden. In horizontalen Röhren lässt sich dieses Gegenstromprincip leichter zur Anwendung bringen, als in vertikalen, welche letzteren aber die Erhitzung, namentlich eine höhere besser ertragen und deshalb längere Stränge zulassen.

Beispiel.

Als Typus für dieses System gilt der alte Wasseralfinger Apparat[1]) (Fig. 147). *A* Eisenhohofen mit Canal *a* zur Entlassung der Gichtgase in den Raum *b*, in welchem sie bei Luftzutritt durch *c* verbrennen und durch den mit Klappe *d* geschlossenen Schornstein *e* entweichen, nachdem sie die in einem Strang sich hin und her windende Röhre *r* umspielt haben. Diese Apparate kommen da am häufigsten in Anwendung, wo keine grossen Windmengen und nicht hohe Temperaturen erforderlich sind. Bei grösseren Windmengen und höheren Temperaturen erleidet der Wind in dem einzigen Strange eine starke Reibung und es bedarf sehr kräftiger Gebläse. Zur Königin Marienhütte in Sachsen hat man Versuche mit thönernen Röhren gemacht.

Fig. 147.



Steigerung des Effectes.

Man hat den Effect dieses Apparates zu steigern gesucht:

a) durch Vermehrung der Heizfläche mittelst Rippen an den Innenwänden (Mathildenhütte) oder mittelst Scheidewänden[2]) oder elliptischer Gestalt der Röhren, auf welchen sich auch der Flugstaub weniger ansetzt, oder Ersetzung der weiten Heizröhren durch eine grosse Anzahl engerer, nach Art der Röhrenkessel, welche nicht mit Krümmlingen versehen sind, sondern in gemeinschaftliche Kästen ausserhalb des Heizraumes münden (Kerpely's Apparat[3]).

b) Durch Vertheilung des Windes in mehrere neben einander liegende Röhrenstränge statt durch eine einzige Schlange, um grössere Mengen Wind bei minderer Reibung zu bewegen. Dabei liegen entweder

α) Runde Röhren in sich deckenden Reihen unter einander (Lerbacher Eisenhütte[4]) oder runde Röhren in jeder einzelnen Lage gegen die folgende etwas verrückt, so dass behuf besserer Abgabe von Wärme die Flamme einen ge-

1) Kerl, Met. 1, 646. B. u. h. Ztg. 1868, S. 155. 2) B. u. h. Ztg. 1861, S. 447. 3) B. u. h. Ztg. 1868, S. 156. Kerpely, Eisenhüttenwes. in Ungarn S. 185. 4) Kerl, Met. 1, 647.

brochenen Weg machen muss (Wissener Hütte [1]). In beiden Fällen liegen die Krümmlinge ausserhalb des geheizten Raumes.

β) Elliptische Röhren liegen, die grosse Axe vertical gestellt, in sich deckender Reihe in mehreren Strängen über einander (Westphälischer oder Langen'scher Apparat [2]), ein vielfach, namentlich in Westphalen und im Siegenschen angewandter Apparat, welcher nur den Uebelstand hat, dass die Krümmlinge mit geheizt werden. Bei flacher Lage der elliptischen Röhren setzt sich viel Flugstaub darauf ab und dieselben widerstehen an wenigsten einem Biegen nach unten, mehr die runden und am meisten die elliptischen mit aufrechter grosse Axe. Ein solcher Apparat hat folgende Dimensionen: 5 Reihen Röhren à 6 Stück von 426 Mm. lichter Höhe und 105 Mm. lichter Weite, unterste Reihe à 3 Stück von 471 Mm. lichter Höhe, 170 Mm. lichter Weite mit resp. 20 Mm. und 33 Mm. Eisenstärke. Heizfläche 121 Q.-M., erzielte Windtemperatur 300° für einen Ofen mit täglicher Production von 25000 Kil.

Der von Resch sehr zweckmässig construirte Apparat zu Anina [3]) gestattet die Erzeugung von Temperaturen bis zu 400° C.

γ) Ringförmige Röhren [4]), concentrisch in einander, vertheilen den Wind zwischen einander, lassen aber nur schwierige Reparaturen zu (Ringröhren-Apparate zu Gröditz und Codnor-Park).

Construction.

2. Stehende Apparate. Abgesehen von den selten angewandten Apparaten mit stehendem Schlangenrohr [5]) oder concentrischen Ringen, Röhren [6]) oder spiralförmig aufgewundenen Röhren bildet die Grundform dieser Reihe der schottische, Calder'sche, Hosenröhren- oder Syphonapparat [7]) mit runden oder elliptischen Röhren. Der Wind tritt in die horizontale Grundröhre a (Fig. 148) an einem Ende ein, passirt die von unten durch directe Feuerung von d aus oder durch Gichtgase erhitzten neben einander in Muffen heberartig stehenden Röhren b und entweicht erhitzt aus dem einen Ende der zweiten Grundröhre c. Eine Modification dieses Zwillingsrohrapparates, wodurch derselbe in das combinirte System (S. 230) übergeht, besteht darin, dass man in den Hauptröhren a und c in gewissen Entfernungen abwechselnd Scheidewände anbringt, so dass der Wind jedesmal durch mehrere Röhren abwechselnd nach und nach c zugeführt wird.

Fig. 148.

Beispiel.

Oberschlesischer Apparat. Zwei Reihen von 36 elliptischen Röhren, von 1.25 M. Schenkellänge, 160 Mm. lichter Höhe und 65 Mm. lichter Weite, Entfernung der Reihen von Mitte zu Mitte 1.05 M., von einander von Mitte zu Mitte 195 Mm., Rostbreite für jede Rohrreihe 310 Mm.

Schattenseiten.

Diese Apparate, unter Anderem auf den Hütten Schlesiens [8]), in England und in Amerika häufig angewandt, leiden an dem Uebelstand, dass die Hosenröhren sehr ungleichen nachtheiligen Spannungen ausgesetzt sind, deshalb leicht oben reissen und sich dann

1) Berggeist 1867, No. 28. B. u. h. Ztg. 1866, S. 358. 2) Kerl, Met. 1, 648. Percy-Wedding, Eisenh. 2. Abthl. S. 121. Berggeist 1867, No. 26, 32. B. u. h. Ztg. 1868, S. 410. Kerpely, Eisenhüttenwes. Ungarns S. 138. 3) B. u. h. Ztg. 1871, S. 302. 4) Percy-Wedding c. l. 2, 124. 5) Percy-Wedding c. l. 2. Abthl., S. 116. 6) Scheerer's Met. 2, 104. B. u. h. Ztg. 1862, S. 256. 7) Kerl, Met. 1, 648. Percy-Wedding c. l. 2. Abthl., S. 100. Preuss. Ztschr. 14, 308. 8) B. u. h. Ztg. 1861, S. 341.

schwierig oder nur nach Kaltlegung des ganzen Apparates auswechseln lassen, weshalb mehrere Reserveapparate vorhanden sein müssen.

Verbesserungen.

Zur Beseitigung der durch die ungleiche Ausdehnung erwachsenden Uebelstände hat man unter Andern folgende Abänderungen des Calder'schen Apparates vorgenommen:

a) Minder feste Einmauerung der Hosenröhren in den Muffen (Bussius'scher Apparat [1]).

b) Einbringen von verticalen Scheidewänden in die Grundröhren und Communiciren der gebildeten Abtheilungen durch die Syphonröhren, wobei die Spannung der letzteren umgangen wird, indem der Druck des Syphonbeines durch die Ausdehnung des Horizontalrohres aufgehoben wird (neuere amerikanische Apparate [2]), bei welchen man die Heizgase auch wohl von oben nach unten leitet; Gjers' Apparat [3]) mit gewellten Röhren.) Ein Schottischer Apparat zu Johannishütte bei Duisburg [4]) hat nur auf 3 Seiten Röhren, auf der vierten die Feuerung und der Wind durchläuft auf dem ganzen Wege sich nicht ändernde Querschnitte, was die Pressungsverluste vermindert. Auch hat man bei sonstiger Modification des Apparates zu Stockton [5]) die Form der verminderten Hosenröhren in eine rechteckige verwandelt.

c) Statt der Bogenröhren sind zwei Reihen einander gegenüberstehender, an ihrem oberen Ende nicht mit einander verbundener Steigröhren (Fig. 149) angeordnet, durch eine verticale Scheidewand in zwei Abtheilungen getheilt (Pistolenapparate [6]), eine zur Zeit wegen ihres Nutzeffectes und ihrer Haltbarkeit häufig angewandte Construction, welche aber den Uebelstand hat, dass der Wind scharfe Wendungen machen muss. Der kalte Wind tritt durch zwei äussere Röhrenleitungen in je eine Hälfte *a* und *b* der in der Länge des gewölbten Raumes über dem Rost *k* liegenden gusseisernen Kästen, steigt durch die Abtheilungen *c* und *f* der neben einander auf den Kästen stehenden Röhren empor, durch *d* und *e* hinab in die Abtheilungen *b* und *g* und gelangt aus diesen erhitzt durch Röhrenleitungen zum Ofen. *i* Esse. Man hat auch ein Kastenpaar mit dazwischen laufender Mittelbatterie aus geraden Röhren, oder zwei parallele Batterien, an den Stirnseiten mit geraden Röhren zu einem Rechteck ergänzt.

Fig. 149.

Ein Oberschlesischer Apparat hat 52 Röhren à 4.47 M. lang mit 239.3 Q.-M. feuerberührter Fläche, Windinhalt des Apparates 14.28 Cbkm., Inhalt des vom Feuer getroffenen Theils 9.83 Cbkm., Länge des Weges für die Winderhitzung 21 M.

Construction.

3. Hängende Apparate. Nach einem vom schottischen abweichenden Principe construirt, aber das Ziel der beregten Verbesserungen desselben — Beseitigung der Nachtheile ungleichmässiger Ausdehnung und leichtes Auswechseln schadhafter Theile während des Betriebes bei vollständigerer Wärmeausnutzung — anstrebend und auch erreichend, sind die hängenden Röhrenapparate [7]) (Fig. 150). Der Wind gelangt aus dem Hauptrohre *A* (Fig. 150) in ein darunter liegendes Vertheilungsrohr *B*, passirt dann nieder- und aufsteigend die Zwillingsröhren *a* und *b*, zieht durch das Verbindungsstück *c* zu einem zweiten Paar Röhren *d* und *e* und vereinigt sich wieder im Hauptrohr, um dann abgeleitet zu werden. Wegen Ausdehnung der Luft durch Erhitzung sind die 4.079 M. hohen Röhren allmählich erweitert; die erste Röhre ist oben 189 Mm. weit, die vierte oben 248 Mm. Die

1) B. u. h. Ztg. 1862, S. 49. 2) B. u. h. Ztg. 1870, S. 26; 1871, S. 16, 186. 3) B. u. h. Ztg. 1870, S. 26, 180. 4) B. u. h. Ztg. 1868, S. 358. 5) B. u. h. Ztg. 1868, S. 358. 6) Kerl, Met. 1, 650. Percy-Wedding c. l. 2. Abthl., S. 109. B. u. h. Ztg. 1861, S. 46; 1862, S. 239; 1868, S. 152, 153, 358; 1869, S. 20. 7) Percy-Wedding c. l. 2. Abthl., S. 114. B. u. h. Ztg. 1869, S. 20, 146, 147.

Röhren können sich unbehindert ausdehnen, lassen sich durch Lösung der Flanschenschrauben auswechseln, ohne den Apparat kalt zu legen, und die Dichtung ausserhalb der Feuerung liegenden Flanschen gelingt ohne Schwierigkeit. Durch Anwendung weiter Röhren lässt sich der Uebelstand, dass der Wind scharfe Biegungen machen muss, vermindern.

Ein Oberschlesischer Apparat hat 36 Röhren à 4.4 M. hoch und von obiger Weite, feuerberührte Fläche 186.3 Q.-M., Windinhalt des Apparates 8.95 Cbkm., Inhalt des vom Feuer getroffenen Theils 6.196 Cbkm., Länge des Weges für die Winderwärmung 18.2 M., Windtemperatur 437° für einen Hohofen mit 6 Stück Düsen von 92 Mm. Weite.

Fig. 150.

Effect verschiedener Apparate.

Auf Königshütte[1]) in Oberschlesien hat man Versuche mit verschiedenen Apparaten zur Bestimmung ihres Nutzeffectes, bemessen nach der Zeitdauer, während welcher eine gleiche Erhitzung stattfindet, angestellt. Abgesehen von einem Hosenröhrenapparat (No. 1), in welchem sich eine starke Erhitzung überall nicht erzielen lässt, stellte sich der Hängeröhrenapparat (No. 2) mit 36 Röhren am günstigsten, dann folgten ein alter doppelter Pistolenröhrenapparat mit 52 Röhren (No. 3) und ein solcher einfacher mit 32 Röhren (No. 4), dann der Westphälische Apparat mit 39 elliptischen Röhren (No. 5) und zuletzt ein neuer doppelter Pistolenröhrenapparat mit 52 Röhren (No. 6); hinsichtlich der Dauer ist die Reihenfolge No. 2, 6, 4, 3, 1, 5. Unter gleichen Umständen kosteten zu Gleiwitz 30.9 Cbkm. Wind (1000 Cbkfs.) auf 160° zu erhitzen bei Steinkohlen- und Gichtgasfeuerung resp. 1.571 und 1.208 Pfen.; die Erzeugung von kaltem Wind bei Feuerung der Dampfkessel mit Steinkohlen und Gichtgasen resp. 1.096 und 0.589 Pfen.

Princip.

100. Regenerator-Winderhitzungsapparate.[2]) Statt der Er-

1) Percy-Wedding c. l. S. 142. B. u. h. Ztg. 1869, S. 147. Percy-Wedding c. l. S. 146. Kerpely's Fortschr. 2, 88.

2) Karl, Met. 1, 681.

hitzung in leicht zerstörbaren Röhren, welche bei der unvollkommnen Benutzung der aus dem Brennstoff entwickelten Wärme etwa nur 50 Proc. Nutzeffect geben und eine Erhitzung des Windes über 400° meist nur schwierig zulassen (neuere englische Apparate geben Temperaturen von 500—600° C.), wird nach dem Siemens'schen Regeneratorprincip (S. 130) die durch festes Brennmaterial, Gasfeuerung oder Ueberhitze erzeugte Wärme direct auf ein widerstandsfähigeres Material, gitterartig in einem gemauerten Raume aufgeschichtete feuerfeste Steine (Fig. 69 *f*, *k*, *p*, *m*, S. 133) übertragen, deren höhere specifische Wärme zur Potenzirung des Effectes dadurch nutzbar gemacht wird, dass man durch die erhitzte Steinschicht den kalten Gebläsewind in der Weise abwechselnd führt, wie bereits (S. 131) erwähnt ist.

Bei etwa zweistündigen Wechselperioden betragen die Temperaturschwankungen 20—50°.

Spec. Wärme.

Specifische Wärme feuerfester Ziegel 0.2083, spec. Gewicht 1.8; spec. Wärme der Luft 0.2669, ihr spec. Gew. 0.001298. Danach verhalten sich die Wärmecapacitäten gleicher Volumina Ziegel und Luft wie 0.2083 . 1.8 : 0.001293 . 0.2669 = 0.37494 : 0.0003506. Die Wärmecapacitäten für 1 Cbkm. Gusseisen, feuerfeste Steine und Luft verhalten sich wie 50 : 19 : 0.019, d. h. die zur Erhitzung von 1 Cbkm. feuerfesten Steinen auf eine gewisse Temperatur erforderliche Wärme ist im Stande 1000 Cbkm. Luft auf gleiche Temperatur zu bringen, und mit der für 1 Cbkm. Gusseisen ausreichenden Wärmemenge lassen sich 2636 Cbkm. Luft erhitzen.

Vortheile u. Nachtheile.

Mittelst derartiger Apparate, welche unter Anderm auf mehreren Hütten Englands[1]) von Cowper und Cochrane, dann auch versuchsweise auf Friedrich-Wilhelmshütte bei Siegburg[2]) und zu Hörde hergestellt worden, lassen sich bei nahezu vollständiger Wärmeausnutzung Temperaturen von 600° bis 1000° erzeugen. Wenn trotzdem diese Apparate keinen allgemeineren Eingang gefunden haben, so liegt der Grund darin, dass einestheils solche hohe Temperaturen für Schachtöfen früher nicht begehrt wurden (wohl aber neuerdings S. 218), anderntheils die Apparate bei hohen Anlage- und Reparaturkosten durch Theer aus den Steinkohlen- und Cokesofengasen, sowie durch Staub der Gichtgase, Asche, Wasserdämpfe, durch Abspringen von Stückchen der Steine u. s. w. leicht verstopft werden und sich die Ventile und Thüren nur schwierig dicht halten lassen in Folge der wechselnden Temperaturdifferenzen. Vercokungsofengase stehen wegen grösseren Theerabsatzes einer directen Steinkohlenfeuerung nach, dagegen sind das beste Brennmaterial von Flugstaub gereinigte Gicht-[3]) oder die allerdings theureren Generatorgase.

Whithwell's Apparat.

Die Uebelstände der Regeneratoren dieser Art, namentlich das Verstopfen, hat Whithwell[4]) durch Construction eines Apparates vermieden, welcher die Vorzüge des feuerfesten Materials als Transmissionsmittel mit den Vortheilen der leichten Reinigung der Züge von Gichtstaub vereinigt und aus Kammern mit Scheidewänden aus feuerfestem Material besteht, zwischen denen bald Feuer- oder Gichtgase, bald der kalte Wind circulirt.

Wie bereits oben bemerkt, gestatten neuere englische Röhrenapparate, z. B. der von Gjers (S. 233) die Erzeugung von Windtemperaturen von 500—600°.

---

1) B. u. h. Ztg. 1860, S. 428, 482; 1871, S. 132. Dingl. 158, 104, 200. 2) Berggeist 1861, No. 76. 3) Berggeist 1869, No. 93. 4) B. u. h. Ztg. 1870, S. 418, 436.

IV. Windleitungen, Düsen, Formen.

Wichtige Momente.

101. Windleitungen. Selten entlässt das Gebläse den Wind unmittelbar durch die Düse in den Ofen (lederne und hölzerne Bälge); meist bedarfs mehr oder weniger langer Leitungsröhren, in Betreff deren besonders nachstehende Punkte zu berücksichtigen sind:

Weite.

1. Weite. Diese hat wesentlichen Einfluss auf die Reibungswiderstände, die Pressung und die Menge der in einer gewissen Zeit dem Ofen zugeführten Gebläseluft. Der Verlust an Pressung ist im Wesentlichen der Länge und dem Umfange der Röhre proportional, dem Querschnitte derselben umgekehrt proportional und wächst im Quadrate der Geschwindigkeit. Krümmungen und namentlich scharfe Biegungen erhöhen den Reibungsverlust.

Beispiele.

Nach Rittinger und Redtenbacher soll für kalten Wind der Querschnitt der Windleitung bei doppeltwirkenden Cylindern $^1/_{20}$, bei einfach wirkenden Kasten $^1/_{10}$ der Kolbenfläche betragen; bei heissem Wind ist der Theil der zwischen Winderhitzungsapparat und Ofen liegenden Windleitung noch um $1 + 0.00367\,t$ (t-Temperatur des Windes) zu erweitern. Nach Scheerer ist

$$D = 1.131 \sqrt{\frac{Q}{v}},$$

worin D Windleitungsweite, Q Menge des durchzuführenden Windes und v Geschwindigkeit desselben (bei kurzen Leitungen und grösseren Mengen $v = 22$ M., bei langen Leitungen und schwachen Pressungen $v = 10.8$ M.). Hauptröhren gewöhnlich 392—523 Mm. weit mit 6.5—8.7 Mm. und 8.7—17.4 Mm. Wandstärke, je nachdem sie gerade oder krumm; längere Nebenleitungen 261—314 Mm., kürzere 157—209 Mm. weit; Hauptröhren mit 12—16fachem Querschnitt von dem der Düsen. Behuf Ersparung der Regulatoren kommen Windleitungen bis zu 2 M. Durchmesser vor (S. 225).

Röhrenmaterial.

2. Röhrenmaterial. Dasselbe besteht meist aus Gusseisen, bei grösseren Weiten (z. B. 1.05 M. in Königshütte und vielfach in England) aus zusammengenietetem ,gefirnissten oder getheerten Eisenblech, wo dann die Windleitung häufig gleichzeitig als Regulator dient. Seltener kommen und dann nur für geringere Windpressungen gemauerte, mit Cement überkleidete Canäle (früher in Pribram), hölzerne ausgepichte Lutten mit ledernen Biegungstheilen und selbst Röhren aus asphaltirtem Papier[1]) in Anwendung.

Zum Schutze gegen das Rosten überzieht man eiserne Röhren u. s. w. sehr wirksam mit Eisenmennig, einer Compositon von Eisenoxyd, 25 Proc. Thon und gekochtem Leinöl, billiger und dauerhafter als Bleimennig; desgleichen auch mit Zinkgrau und gekochtem Leinöl. — Behuf Zusammenhaltens der Wärme legt man die Windleitungsröhren in einen mit schlechten Wärmeleitern (Sand, Schutt, Kohle, Thon, Mauerung, Luft) versehenen Raum (Holzverschalung, Blechmantel) oder giebt denselben einen wärmehaltenden Ueberzug (Lehm mit Stroh oder Werg; 30 Holzkohle, 30 fetter und 25 feuerfester Thon, 3 Kuhhaare, 7 Roggenmehl. 3 gekochtes Leinöl bei 2—3 Cm. dickem Ueberzuge).

3. Röhrenverbindung. Die 0.94—1.88 M. und mehr langen Röhrenstücke werden mittelst in einander passender und dann zu verkittender oder mit Holz zu verkeilender Muffeln verbunden oder meist mit Flanschen versehen und diese unter Zwischenlegung eines

1) Oest. Ztschr. 1865, S. 134.

Dichtungsmittels (bei kalter Luft mit Fett getränkter Filz oder Flanell, Bleiring, bei heisser Luft Kupferdraht oder Eisenkitt) zusammengeschroben. Muffenverbindung ist zwar billiger und leichter zu dichten, als Flanschenverbindung, letztere gestattet aber leichter das namentlich bei heissem Winde öfters erforderliche Auswechseln einzelner Röhren.

Röhrenkitte.[1]

Bei kalter Gebläseluft: Aetzkalk, Ziegelmehl und frischer Käse; Harzkitt, Oelkitt oder Schwefel; 6 Graphit, 3 Aetzkalk, 8 Schwerspath, 3 gekochtes Leinöl. Für heisse Luft: inniges Gemenge von 30—60 Thln. möglichst feiner Eisenfeile, 1 Salmiak, 1 Schwefel; 15 Eisenfeile, 5 Lehm, 1 Kochsalz und Essig; 2 Gewichtstheile Eisendrehspäne, 1 Thl. Thon mit 50—60 Thln. Kieselsäure und Essig, z. B. zum Verbinden der Röhrentheile im Innern der Winderhitzungsapparate. Schwefelhaltige Kitte können schädliches Schwefelwasserstoffgas[2]) entwickeln.

Compensationen.

Damit sich die Röhren bei Temperaturwechseln verschieben können, ohne undicht zu werden, schaltet man Compensationen ein, gewöhnlich in Gestalt einer Stopfbüchse an dem erweiterten Ende eines Rohres, in welche sich das glattabgedrehte Ende der folgenden Röhre einschiebt (Muffencompensation), oder man giebt den Flanschen zweier Röhren eine ausgebauchte tellerartige Form, wodurch sie elastisch werden; auch schaltet man in die Leitung wohl ein Uförmig gebogenes kupfernes oder schmiedeeisernes Rohr ein.[3])

Wechselladen.

Zum Einblasen von festen Substanzen durch die Form bringt man auf dem horizontalen Stück des Knierohrs Dreh- oder Wechselladen an in Gestalt von in einem Gehäuse rotirenden Riffelwalzen, deren Vertiefungen durch einen Schlitz oben im Gehäuse mit der Substanz (Kohlenstaub, Graphit, Kochsalz u. s. w.) gefüllt werden und beim Umdrehen ihren Inhalt durch eine Oeffnung im Windleitungsrohr in dasselbe entleeren.

Fig. 151.

Windvertheilung.

4) Windvertheilung. Sind von dem meist unter der Hüttensohle liegenden Hauptwindleitungsrohr mehrere Oefen mit Wind zu versehen, so führt man dasselbe

a) bei Oefen, deren Formen in der Hinterwand liegen, hinter den Oefen her und errichtet darauf an den betreffenden Stellen verticale Düsenständer, Windständer oder Windstöcke *a* (Fig. 151), in welchen sich behuf Regulirung

1) Kerl, Met. 1, 654. B. u. h. Ztg. 1862, S. 50, 327; 1867, S. 88, 208; 1870, S. 348, 355.
2) Berggeist 1861, S. 22. 3) Kerpely, Eisenh. Ungarns S. 182.

der Windmenge meist ein horizontaler Schieber, am besten mit Reibervorrichtung[1]) oder ein Kegelventil befindet; Drosselklappen c (Fig. 153) und Hähne schliessen weniger gut. Zur Ableitung des Windes aus dem Ständer in die Düse befindet sich daran ein knieförmiger fester Ansatz oder (z. B. in Freiberg) ein mittelst Schraube c auf- und niederzustellendes zweiarmiges Kniestück *b*, mit je einer Nuss *k* an den Armen zur Aufnahme und Beweglichkeit der Düse *d* versehen. Durch Hähne *h* lässt sich jeder Düse die erforderliche Windmenge geben. Man kann auch direct vom Windständer die beiden Düsenarme an entgegengesetzten Seiten abgehen lassen und jeder Düse durch einen zweitheiligen Kolben im Ständer den erforderlichen Wind zutheilen. Durch Fehllutten kann man überschüssigen Wind entweichen lassen. Am Knierohr in der Axe des horizontalen Theiles befindet sich eine kleine durch einen Schieber, Eisenpfropfen, eine Glas- oder Glimmerscheibe in einem Schieber geschlossene Oeffnung (*m* in Fig. 153) zum Beobachten des Innern von Düse und Form, zum Formräumen, zum Einbringen des Manometers und Pyrometers u. s. w.

b) Bei Oefen mit mehreren Formen an verschiedenen Wänden führt man vom Hauptwindleitungsrohr ein Zweigrohr entweder unter der Hüttensohle herum (Fig. 152) und lässt von diesem aus durch Windständer und Düse den Wind in die Formen gelangen oder man legt das Rohr oberhalb der Formgewölbe an und lässt von diesen Zweigröhren zu den Düsen herabgehen, um freieren Raum vor den Formgewölben zu erhalten (Fig. 91, 153) und ein tieferes Eindringen von Schlacke bei plötzlicher Windabstellung zu verhüten.

Fig. 152.

Gestalt.

102. Düsen (Deupen, Deuten). Die Düse, das Ende der Windleitungsröhre, hat gewöhnlich eine konische Gestalt, welche sich in Bezug auf die Reibung der Luft und deren Geschwindigkeit am besten bewährt hat.[2]) Dabei ist der Ausflusscoefficient am grössten und die Grösse der Ausflussöffnung am genauesten zu reguliren. Während der Ausflusscoefficient bei cylindrischer Düse 0.74, ist derselbe bei konischen Düsen dann am grössten = 0.86, wenn dieselben 6° Seitenneigung haben und 5mal so lang als im Mittel weit sind. Die Weite der Düsen (26—131, häufig 50—80 Mm.) ist von wesentlichem Einfluss auf die Windpressung und die Menge des in den Ofen gelangenden Windes, also ein wichtiger Factor bei Windmessungen.

Weite.

Zuweilen haben die Düsen und dem entsprechend die Formen an ein und demselben Eisenhohofen verschiedene Weiten, z. B. ist zu Phönixhütte die hintere Form enger, also die Pressung stärker, als bei den Seitenformen, um den Wind besser in die Mitte zu bringen; auch strömt wohl aus einer Düse kalter Wind, aus den andern heisser aus, um weniger graues Eisen zu erzeugen. Am Fridau'schen Hohofen zu Vordernberg haben eine Düse 26, zwei 52, eine 58 und eine 60 Mm. Weite.

1) B. u. h. Ztg. 1861, S. 341. 2) Kerl, Met. 1, 657.

Die Düse besteht entweder aus Gusseisen oder aus einer auf die Mündung des Ständeransatzes getriebenen Eisenblechtute (England [1]).

Beweglichkeit.

Um die Richtung des Windstromes ändern zu können, macht man die Düsen beweglich und zwar bei kaltem Winde durch Einschaltung eines Lederschlauches *h* (Fig. 152) zwischen Düse und Windstockarm oder durch einen besondern Mechanismus mit Kugelgelenk *i* (Fig. 153) oder Nuss *k* (Fig. 151); für heissen Wind durch Kugelgelenk- und Zahnstangen-Bewegung (Königshütte [2]), Rhonitz [3]) u. s. w.) bei teleskopartiger Verschiebbarkeit des Knierohres in verticaler und horizontaler Richtung (Fig. 153).

Beispiel.

Düse zu Rhonitz (Fig. 153). *a* Windleitungsrohr. *b* Zweigrohr mit Drosselklappe *c*. *d* Knierohr, mittelst Schraubenmuttern *e* zu heben und zu senken und mit dem abgedrehten in *b* hineinragenden Einsatzstück *f* zur Dichtung versehen. *g* Düse mit dem Rohr *h* durch ein Kugelgelenk *i* verbunden und mit Zahnstange *k* zum Hin- und Herschieben versehen. *l* Federn an der Düse zu deren Feststellung in Vertiefungen des Randes von *k*. *m* Späheöffnung mit Glimmer- oder Glasdeckel. *n* Form. *o* Einsatz.

Fig. 153.

Explosionen in der Windleitung.

Beim oder nach dem Abstellen des Gebläses, z. B. behuf des Abstiches traten zuweilen aus dem Schmelzraum der Schachtöfen durch die Düse an Kohlenoxydgas reiche Gase in die Windleitungsröhre in Folge stattgehabter Luftverdünnung (z. B. durch Abkühlung der heissen Luft) ein, entzünden sich dann fast immer im Winderhitzungsapparat (selten findet die Entzündung durch Rückschlag beim Wiederanlassen des Gebläses statt) und es entstehen oft starke Explosionen [4]), welche Windleitungsröhre, Regulator u. s. w. zertrümmern können. Als Mittel gegen solche Gefahr wendet man an: das Herausziehen der Düsen aus den Formen beim Abstellen des Gebläses, selbstthätigen Verschluss [5]) der Düsen durch Ventile in denselben beim Stillstand des Gebläses, oder am sichersten das Anbringen eines horizontalen Ventiles zwischen Winderhitzungsapparat und Düse, welches nur durch den Druck des Windes geschlossen gehalten wird, beim Abstellen des Windes sich aber öffnet, d. h. in verticale Stellung übergeht und die Windleitung verschliesst, während dann die Gase nicht rückwärts in den Winderhitzungsapparat ziehen, sondern durch die vom Ventil unverschlossene Oeffnung entweichen. [6])

---

1) Preuss. Ztschr. 14, 304. 2) B. u. h. Ztg. 1861, S. 341. 3) Ritting. Erfahr. 1863, S. 13. B. u. h. Ztg. 1866, S. 138. Korpely, Eisenh. Ungarns S. 136. 4) B. u. h. Ztg. 1849, S. 341; 1860, S. 165; 1869, S. 381. 5) B. u. h. Ztg. 1869, S. 497. Kärnthn. Ztschr. 1871, S. 16. 6) Percy-Wedding c. l. S. 368.

Zweck.

103. Formen. Selten entlässt man den Wind durch eine Oeffnung im Ofengemäuer (Formöffnung, Düsenloch) der Kostenersparung wegen direct in den Ofen (Blasen durch den Stein bei spanischen Bleiöfen [1]), sächsischen Zinnöfen, selten bei Holzkohlenöfen für Giesserei; meist ruht die Düse zum Schutz gegen Beschädigungen, welche auf die Pressung und ausströmende Menge des Windes influiren würden, in einer Auskleidung der Formöffnung *f* (S. 151) seltener aus Thon, als aus Metall (Form, Kanne, Esseisen). Man unterscheidet:

Einfache Formen.

1) Einfache Formen aus Gusseisen, Eisen- oder Kupferblech, selten aus Thon (Schweden) und meist von der Gestalt eines abgestumpften, halb durchgeschnittenen Kegels (Fig. 154), dessen Rüssel oder Auge *a* gewöhnlich mit der Hinterwand des Ofens abschneidet, während die hintere weitere Oeffnung (Bauch, Busen, Brust) die auf dem Boden (Formblatt) ruhende Düse *b* aufnimmt. Solche Formen, welche seltener ein mundförmiges Auge [2]) haben, werden leicht durch anhaftende Agentien und durch Hitze zerstört und sind nur bei kaltem Wind anwendbar, den man zur Kühlung der Form wohl durch Zurücklegen der Düse gegen deren Wandungen strömen lässt, wobei aber eine grosse Menge Wind zurückprallt und für den Ofen verloren geht. Der Durchmesser des Formrüssels lässt sich, ohne dass man die Form herausnimmt, durch Einbringen von gusseisernen Einlagen oder durch Einsetzen kleiner kupferner Formen mit verlängertem Bodenblatt (Steckformen, Form mit Steckschuhen) verringern (Steiermark. [3]) Behuf Direction des Windes mehr nach oben oder nach unten verlängert man wohl am Auge der Form den obern Theil oder das Bodenblatt (Formen mit Ober- und Untermaul).

Fig. 154.

Gekühlte Formen.

2) Gekühlte Formen für höhere Temperaturen, welche dann ein weiteres Einschieben der Düsen und damit eine bessere Ausnutzung des Windes zulassen. Zur Kühlung dient seltener Luft [4]), welche sich dann gleichzeitig erhitzt (Luft- oder Windformen), als Wasser (Wasserformen). Am billigsten und am häufigsten angewandt sind Formen, mit doppelten Wänden und Wasserkühlung dazwischen, aus Gusseisen, welche aber weniger dauerhaft sind, als solche aus Schmiedeeisen [5]) und Bronze [6]). Oesinger [7]) treibt Formen aus Kupferblech in einem Stück.

Die bronzenen Formen, obgleich theuer, haben die Sicherheit des Schmiedeeisens, lassen sich so leicht giessen, wie gusseiserne und sind nach dem Auswechseln noch weiter verwerthbar. 1804 zuerst auf Sayner Hütte angewandt, haben sie jetzt vielfach Eingang gefunden in Rheinland-Westphalen, Schlesien, Steyermark u. s. w. Um grössere Billigkeit zu erzielen, hat man nur den das Formauge umgebenden Ring aus Bronze hergestellt und Schmiedeeisen daran angelöthet oder Gusseisen angegossen. Bronzene Formen von E. Peter in Leipzig kommen bei 150 Pfd. (75 Kil.) Gewicht das Pfd. auf 18 Sgr., schmiedeeiserne in Hieflau bei 90—92 Pfd. (45—46 Kil.) Gewicht und 2—3jähriger Dauer auf nur

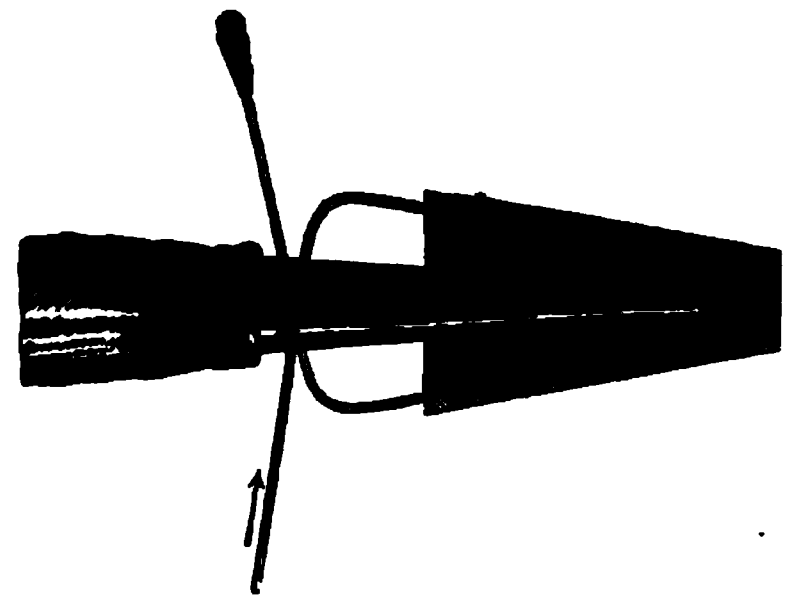
1) B. u. h. Ztg. 1863, S. 90. 2) B. u. h. Ztg. 1855, S. 106. Berggeist 1872, S. 18. 3) Kraus Jahrb. 1855, S. 441. 4) B. u. h. Ztg. 1855, S. 105. Polyt. Centr. 1855, S. 554. Dingl. 190, 101. Berggeist 1872, S. 17. 5) B. u. h. Ztg. 1855, S. 130; 1868, S. 250. 6) Oest. Ztschr. 1866, S. 79. B. u. h. Ztg. 1866, S. 287; 1868, S. 250; 1869, S. 139. Berggeist 1871, No. 48. 7) Polyt. Centr. 1867, S. 631.

8 Sgr. das Pfd.; kupferne Formen im Preise von 4—4²/₃ Thlr. halten nur kürzere Zeit.[1])

Gestalt.

Die gebräuchlichste Gestalt einer solchen Form ist in Deutschland die eines abgestumpften doppeltwandigen Kegels (Fig. 155), in dessen Zwischenraum von unten Wasser ein- und von oben erwärmt wieder abfliesst. Solche Formen dehnen sich gleichmässiger aus und zerspringen weniger leicht, als die halben Kegel (Fig. 154). Je dünner die Rüsselwand, um so weniger leicht schmilzt der Rüssel weg.

Fig. 155.



In England (Süd-Wales), so wie auch zuweilen in Deutschland hat man eine schmiedeeiserne Spirale, in welcher Wasser circulirt, mit Gusseisen umgossen oder die Spirale findet sich in dem Gusseisenkörper in einigen Windungen nur am Auge der Form.[2]) Auch hat man wohl ein schmiedeeisernes Schlangenrohr um den Gusseisenformkörper gelegt.[3])

Kühlwasser.

Die Anwendung von Wasserformen bedingt möglichst reines, wohl durch einen Giffard'schen Injector[4]) gehobenes Kühlwasser, weil beim Verstopfen derselben durch mechanische Verunreinigungen oder Pfannenstein Dampfbildung und ein Leckwerden der Formen namentlich auch bei Wassermangel leicht eintritt, wodurch gefährliche Explosionen[5]) entstehen können. Ein solches Leckwerden der Formen, welchem gusseiserne mehr ausgesetzt sind, als solche aus Schmiedeeisen und Bronce, kann noch eintreten bei schlechtem Formmaterial (Porosität, nicht gehörige Schweissung), Abreiben des in den Ofen hineinragenden Formrüssels durch die herabgleitende Beschickung oder plötzlich herabgehende Massen, oder zu hohes Aufsteigen der geschmolzenen Massen im Herde u. A. Es empfiehlt sich, das Kühlwasser behuf Klärung von oben in ein Fass fliessen zu lassen, in dessen Mitte sich ein am Ende mit einer Brause versehenes Rohr bis nahe unter den Wasserspiegel erhebt, durch welche dann das Wasser nach Absatz seiner Schlammtheile abfliesst.[6]) Das in den Formen erhitzte Wasser lässt man aus denselben nicht verdeckt, sondern in Trichter oder Gerinne ablaufen, um jederzeit seine Temperatur ermitteln und beobachten zu können, ob keine Dampfbildung eingetreten ist. Saure und sehr harte Wasser sind auszuschliessen.

Teichmann[7]) empfiehlt, um ein Leckwerden der Formen zu vermeiden, durch Einbringen eines durchlöcherten Wasserrohres oben in den Raum zwischen beiden Formwänden Wasser gegen dieselben zu spritzen und den ringförmigen Raum ganz offen zu lassen. Auf ähnlichem Principe beruht Hodgett's Form.[8])

Einrichtung.

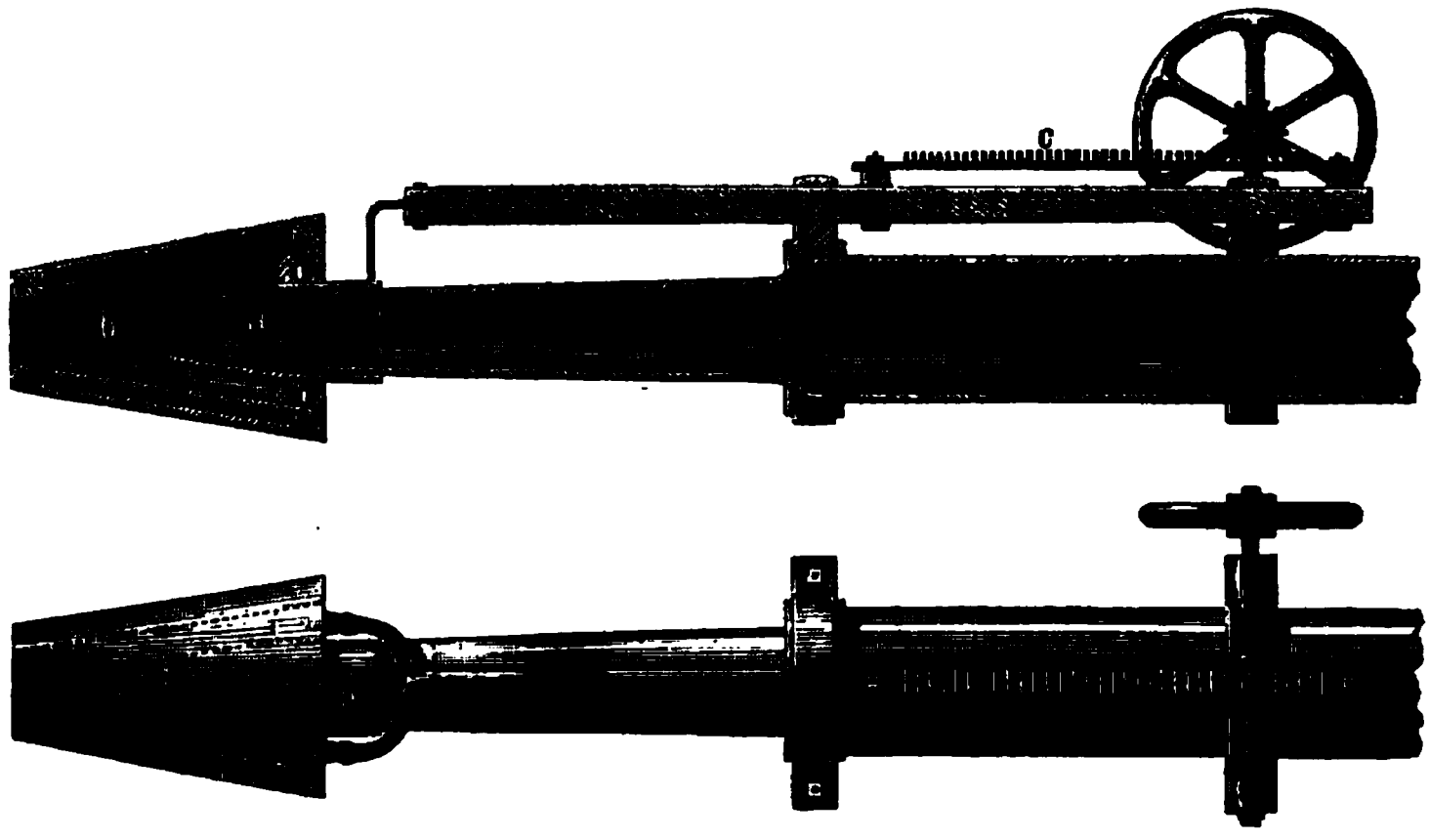
3. Offene und geschlossene Formen. Um die Windverluste (S. 240) zu vermeiden, welche entstehen, wenn die Düse ohne

---

1) Oest. Ztschr. 1867, No. 17. 2) Preuss. Ztschr. 14, 305. 3) Polyt. Centr. 1859, S. 190. 4) B. u. h. Ztg. 1862, S. 28. 5) Schles. Wochenschr. 1859, No. 23. B. u. h. Ztg. 1860, S. 38. Percy-Wedding c. l. 2. Abthl. S. 380. 6) B. u. h. Ztg. 1867, S. 43. 7) Percy-Wedding c. l. 2. Abthl. S. 384. 8) B. u. h. Ztg. 1870, S. 447.

Anschluss an die Form bleibt, verschliesst man den Zwischenraum zwischen beiden durch eingeworfene Thonpatzen oder man versieht die bewegliche Düse an der Mündung mit einem anschliessenden ringförmigen Wulst (Fig. 153, Kladno [1]) oder schiebt bei festliegender Düse *a* (Fig. 156, 157) mittelst der Zahnstange *c* einen beweglichen Ring *d* zwischen Form *b* und Düse *a*.

Fig. 156. Fig. 157.



Zuweilen befindet sich zwischen Düse und Form eine Klappe, welche zum Oeffnen zurückgezogen und zum Schliessen wieder angezogen wird (Witkowitz).

Sehr zweckmässig sind die neueren Formen mit veränderlichem Querschnitt [2]) (Fig. 153). *o* Formeinsatz, abgeschrägt und sich eng an das umgekehrt abgeschrägte Ende der Düse *g* anlegend (Siegen, Rhonitz, Veckerhagen). Durch solche Einsätze lässt sich ohne Aenderung der Düse der Querschnitt der Windausströmungsöffnung modificiren und es wird nicht, wie bei sonstigen Einrichtungen, eine Aenderung in der Geschwindigkeit des Windes beim Austritt aus dem Düsen- und Formauge veranlasst.

Formreinigung. Die Reinigung der Formen von Ansätzen mittelst des gekrümmten Formstörers geschieht entweder nach dem Zurückziehen der Düse oder des Verschlussringes oder mittelst Einbringens durch die Oeffnung *m* (Fig. 153).

V. Windberechnung.

Berechnungsmethoden. **104. Allgemeines.** Die Ermittlungen [3]) können sich entweder auf die Bestimmung der vom Gebläse eingesogenen oder der aus der Düse ausgeblasenen Windmenge beziehen. Erstere Berechnung nimmt man meist nur zur Controle des Windeffectes (S. 206) vor, letztere dagegen häufiger zum Normiren der in den Ofen gelangenden Sauerstoffmengen. Auch kann man aus der Menge des verbrannten Brenn-

1) B. u. h. Ztg. 1871, S. 284. 2) B. u. h. Ztg. 1869, S. 453. 3) Kerl, Met. 1, 660; 3, 266, 271. Percy-Wedding c. l. 2. Abth. S. 167. v. Hauer c. l. S. 52; auch Oest. Ztschr. 1866, No. 20.

stoffs die erforderliche Luftmenge berechnen. Mit Zunahme der letzteren in der Zeiteinheit steigen Brennmaterialverbrauch, Hitzeentwicklung, Schnelligkeit des Ofenganges und Grösse der Production.

Windpressung.

Mit der einzublasenden Luftmenge steht die Windpressung[1]) im Zusammenhange. Je höher dieselbe, also je enger die Düse bei gleichem Brennmaterial und gleicher Windmenge, um so höher steigt bis zu einem gewissen Grade wegen schnellerer Kohlensäurebildung die Temperatur und zur Erzeugung eines gewissen Hitzegrades muss die Pressung um so höher sein, je höher und enger der Ofen und je mehr Widerstand die Schmelzsäule entgegen setzt, also je kleiner die Schmelzmaterialstücke und je dichter das Brennmaterial. Stets muss die Geschwindigkeit des einströmenden Windes etwas grösser sein, als diejenige der aufsteigenden Gase oder die Pressung des Windes höher, als die des Widerstandes der Schmelzsäule. Da in hohen und engen Oefen, namentlich engen und hohen Gestellen die Geschwindigkeit der aufsteigenden Gase zunimmt, so muss auch in solchem Falle die Austrittsgeschwindigkeit des Windes aus den Düsen grösser werden, daher erfordern enge Gestelle enge, weite Gestelle weite Düsen. Da enge Düsen eine grössere Betriebskraft in Anspruch nehmen, so kann es kommen, dass, wenn dieselbe bei weiten Gestellen schon vollständig ausgenutzt wurde, sie bei engen Gestellen nicht mehr ausreicht. Eisenhohöfen erhalten z. B. für Holzkohlen 20—78, selten bis 105, für Cokes 78—157, zuweilen bis 210 und für Anthracit 157—216 Mm. Quecksilberpressung. Beim Bessemern steigt die Pressung auf 80—108, selbst 135 Cm. Quecksilbersäule.

Jeder Hüttenprocess erfordert im normalen Zustande, unabhängig von der Windmenge, eine in geringen Grenzen schwankende Pressung. Die Pressung ist die richtige, wenn das Verbrennen des Brennstoffs im Querschnitt des Formniveaus gleichmässig stattfindet und die Geschwindigkeit des Windes etwas grösser ist, als diejenige der aufsteigenden Gase oder die Windpressung etwas grösser, als der Widerstand der Schmelzsäule. Bei zu hoher und zu schwacher Pressung steigt unzersetzte Luft über das Formniveau, die Temperatur nimmt vor der Form ab und nach oben hin zu und es entsteht sogenanntes Oberfeuer, die Ofenwand leidet und transmittirt viel Wärme. Führt man einem Ofen zu wenig Wind zu, so verbrennt das Brennmaterial unvollständig, der Verbrauch davon steigt und die Temperatur sinkt; bei zu viel Wind steigt ohne Vermehrung oder bei Verminderung der Production der Brennstoffverbrauch, die Gase steigen mit zu grosser Geschwindigkeit im Ofen auf und wirken weniger bei rascherem Ofengange, was bei der Roheisenerzeugung z. B. unvollständige Reduction und Kohlung veranlassen kann. Bei neueren Hüttenanlagen besteht der Fortschritt hauptsächlich darin, dass man kräftigere Gebläse construirt hat, welche viel stark gepressten Wind geben.[2])

In England ist man z. B. dadurch zu einer Brennstoffersparung gelangt, dass man den Inhalt der Oefen von 155 auf 495, dann auf 927 Cbm. vergrössert und die Windtemperatur von 340 auf 600° C. gesteigert hat. Auf den Effect eines in den Ofen eingeblasenen Luftvolumens haben noch einen wesentlichen Einfluss die Schwankungen in Temperatur und Feuchtigkeit[3]) der Luft. Im Sommer enthält dasselbe Windvolumen weniger Sauerstoff als im Winter und ist feuchter. Der Feuchtigkeitsgehalt veranlasst einmal eine Wärmebindung abseiten des Dampfes, dann eine solche durch Zerlegung des Dampfes durch Kohle. Zwar verbrennen die dabei entstandenen Gase (Wasserstoff und Kohlenoxydgas) wieder, aber die zur Zersetzung des Wassers verbrauchte Wärme gleicht der durch Verbrennung der genannten Gase erzielten[4]) und gewöhnlich entzieht sich in der reducirenden Atmosphäre ein Theil der letzteren der Verbrennung (S. 116). Zur Entfernung von Schwefel im Roheisen hat man wohl mit der Gebläseluft absichtlich Wasserdämpfe, aber ohne wesentlichen Erfolg eingeführt.[5]) Schinz[6]) weist den unvortheilhaften Einfluss feuchter Luft auf Production und Brennstoffconsum durch Zahlen nach. 9 Thle. Wasserdampf erfordern zur Zerlegung durch Kohle in Kohlenoxydgas und Wasserstoff 34462 Wärmeeinheiten und geben durch Kohlenoxydgasbildung 14838 W.-E., so dass 19624 W.-E. verloren gehen.

Windfeuchtigkeit.

---

1) Dingl 201, 524. 2) Kerl, Met. 3, 269. B. u. h. Ztg. 1864, S. 176. Berggeist 1871, S. 293. 3) Kerl, Met. 1, 667; 3, 270. Percy-Wedding c. l. 2. Abth. S. 77. Dingl. 202, 43. 4) Poggend. Ann. 1867, S. 277. 5) B. u. h. Ztg. 1860, S. 131; 1861, S. 171. 6) Dingl. 201, 535.

Focus. Nach Tunner[1]) erstreckt sich der Verbrennungsraum vor der Form höchstens auf 471 Mm. in den Ofen hinein, in der Mitte desselben befindet sich von etwa 157 Mm. Erstreckung der Focus. Weder durch stärkere Windpressung, noch durch Vergrösserung der Düsenmündung gewinnt dieser Raum wesentlich an Ausdehnung. Es bedarf deshalb für grössere Productionen mehrerer Formen behuf Herstellung möglichst gleichmässiger Temperaturen im Formquerschnitt und es empfiehlt sich dabei die Gestelleinrichtung des Raschetteofens (S. 164) oder des Sefström'schen Ofens (S. 165).

erfahr en. **105. Berechnung der eingesogenen Windmenge.** Dieselbe ergiebt sich für eine gewisse Zeiteinheit durch Multiplication des Rauminhalts des Gebläses mit der Anzahl der Auspressungen, wobei schädlicher Raum, Volum der Kolbenstange u. s. w. in Abrechnung zu bringen sind. Für Cylindergebläse gilt die Formel

$$Q = \gamma \frac{F \,.\, v}{60}$$

worin ausdrückt: Q die pro Sec. erhaltene Windmenge in Cbf. oder Cbkm., F den Querschnitt des Gebläsecylinders in Q.-F. oder Q.-M., v die mittlere Kolbengeschwindigkeit in Fuss (Met.) pro Min., γ den Nutzeffect des Gebläses, je nach dessen Güte 0.60—0.75.

Methode der Berechnung. **106. Berechnung der ausgeblasenen Luftmenge.** Diese ergiebt sich pro Sec. = Q. durch Multiplication des Düsenquerschnitts D mit der Geschwindigkeit v, und es ist pro Min.

$$Q = v \,.\, D \,.\, 60.$$

Die Geschwindigkeit ist eine Folge der Pressung, welche das Verhältniss der Dichtigkeit des Windes gegen die der atmosphärischen Luft, den Ueberdruck des Windes über den Atmosphärendruck, ausdrückt und es wird die Pressung möglichst nahe vor der Düsenmündung mittelst der Windmesser oder Manometer aus der Höhe ermittelt, bis zu welcher die comprimirte Luft eine Quecksilber- oder Wassersäule in einer Glasröhre zu treiben vermag. Wird diese Höhe oder Quecksilbersäule auf eine Luftsäule reducirt und der dafür gefundene Werth h in die bekannte Formel

$$v = \sqrt{2\,gh}$$

für den Fall der Körper gesetzt, so ergiebt sich daraus die Geschwindigkeit der Luft und dann die Menge $Q = D \,.\, 60\sqrt{2gh}$.

anometer. Ein Quecksilberhebermanometer besteht aus einer an beiden Enden offenen, U förmig gebogenen Glasröhre in einem Gehäuse, deren horizontaler Schenkel l (Fig. 158) in eine Oeffnung der Windleitungsröhre eingesteckt wird. Die bis zu dem Nullpunkt n stehende Quecksilbersäule steigt bei Einwirkung des Windes in dem einen Schenkel, welcher sich über einer in Zollen, Centimetern u. s. w. eingetheilten Scale befindet und fällt in dem anderen. Die Differenz zwischen beiden Niveaus ergiebt die Pressung. Bei Schwankungen der Säule nimmt man aus mehrmals beobachteten höchsten und tiefsten Ständen das arithmetische Mittel, insofern man nicht einen Apparat mit verengertem Communicationsrohr[2]) anwendet. Gefässmanometer, statt solcher Hebermanometer, sind unbequem in der Be-

---

1) B. u. h. Ztg. 1860, S. 208. 2) Dingl. 68, 437.

handlung, bedürfen aber keiner Verdopplung der abgelesenen Werthe. Die meist nach Art der Gefässmanometer eingerichteten Wassermanometer[1]) empfehlen sich nur für geringern Druck (z. B. bei Cupoloöfen), denn bei starkem Luftdruck fällt die empor getriebene Wassersäule zu hoch aus und die Schwankungen werden stärker. Auch sind Schwimmer-[2]) und Metallmanometer[3]) mit gewellten Stahlplatten (von Gabler's, sowie Schäffer und Budenberg's Construction) empfohlen. Bei sehr heissem Wind lässt man in die Quecksilbermanometer den Wind bei jeder Messung immer nur auf einige Augenblicke mittelst geöffneten Hahnes[4]) eintreten, oder man kühlt den in die Windleitung gesteckten Schenkel durch Wasser.

Fig. 158.

Stellung des Manometers.

Um die richtige Windpressung zu erhalten, darf nach Schinz[5]) das Manometerrohr nicht senkrecht in die Windleitungsröhre eingesenkt werden, sondern dasselbe muss sehr genau parallel gegen den Windstrom ausmünden und zwar in $\frac{1}{4}$ Durchmesser der Windleitung, da in der Mitte derselben eine grössere, an der Wand eine geringere Pressung stattfindet, in $\frac{1}{3}$ Höhe aber die mittlere Pressung erhalten wird. Damit an den Kanten des' abgeschnittenen dem Windstrom entgegen gerichteten Manometerröhrenendes keine Perturbation des ersteren stattfindet, zieht man dieses horizontale Ende zu einem feinen, vorn offenen Conus aus. Das Manometer darf weder in der Nähe von Biegungen, noch von Durchschnittsveränderungen eingesenkt werden, da sich im ersteren Falle die elementaren Windströme auf einen Theil des Querschnittes zusammendrängen und im zweiten Falle jedesmal vor dem engeren Durchschnitt eine negative Druckhöhe sich zeigt.

Bei Anwendung des Manometers (Fig. 158) muss man sich das durch l gehende horizontale Glasrohr verlängert und rechtwinklig gebogen denken, damit dasselbe nach dem Einschrauben des Manometers in eine seitliche Oeffnung der Windleitungsröhre die oben bezeichnete Stellung gegen den Windstrom erhält. In der Praxis werden viele Verstösse gegen diese richtige Anwendung des Manometers gemacht, indem man sich meist damit begnügt, dasselbe von oben oder seitlich in die Windleitung zu stecken, so dass das gerade Ende der Manometerröhre nur wenig in erstere hineinragt.

Durch Zusammenpressen erhöht sich die Temperatur der Luft. Da sich 100 Vol. Luft beim Erwärmen von 0—100° C. auf 136.65 Vol. ausdehnen, so erhöhen auch 136.65 Vol. Luft beim Zusammenpressen auf 100 Vol. ihre Temperatur um 100°.

Scalenreduction

Die Reduction einer Quecksilbersäule in Cm. = Q auf eine Wassersäule in Cm. = W geschieht nach der Formel

$$Q = \frac{W}{13.596}$$

1 Atmosphäre = 28 Paris. Zoll = 28.98 Preuss. Zoll = 76 Centim. Zuweilen giebt man den Druck in Gewichten, auf einen bestimmten Querschnitt, z. B. 1 Quadratzoll, bezogen an, und es ist dann

$$P = 13.596 \cdot \frac{11}{9} \cdot \frac{1}{32} Q = 0.5193\, Q,$$

wenn P das Gewicht der Säule in Pfunden für 1 Quadratzoll und Q die Quecksilbersäule in preussischen Zollen. Es entspricht 1 Atmosphäre = 14.103 Pfd. per

1) Karl, Met. 1, 663. 2) Oest. Ztschr. 1861, S. 27. 3) Scholl, Führer des Maschinisten S. 109. Bessemer's Hochdruckofen-Manometer in Engin. and Min. J. Vol. 9, No. 16. 4) Karsten's Eisenhüttenkunde, Taf. 9, Fig. 17—20. 5) Dingl. 201, 528.

Quadratzoll oder 103.08 Dekagramm pro Quadratcentimeter. 1 Pfd. pro Q.-Zoll = 7.3 Dekagr. pro Q.-Centim. = 2.05 Zoll = 5.4 Cm. Quecksilbersäule.

Zur Reduction der Thermometergrade dienen folgende Formeln:

$$C = \frac{5}{9}\,(F-32) = \frac{5}{4}\,R.$$

$$R = \frac{4}{9}\,(F-32) = \frac{4}{5}\,C.$$

$$F = 32 + \frac{9}{5}\,C = 32 + \frac{9}{4}\,R.$$

Aeltere hydraulische Windformeln.

Das durch obige Formel (S. 244) für Q gefundene Windquantum besteht aus comprimirter Luft unter dem Drucke $B + M$ bei einem Barometerstande B (die durch die Zusammenpressung der Luft erfolgte Temperaturerhöhung wird in Folge der Wärmeausstrahlung im Gebläse und in der Windleitung kaum fühlbar), einem Manometerstand M, einem Thermometerstand [1]) t (zu ermitteln durch Quecksilber- oder Metallpyrometer [2]) oder die Schmelzpunkte von Legirungen) und einem Hygrometerstand w. Um nun ein Anhalten bei Vergleichungen zu haben, reducirt man die Luftmenge Q auf die Dichte der atmosphärischen Luft, einen Barometerstand von 28 Zoll, eine Temperatur von 0° C. und einen Hygrometerstand von 0°.

Es bedarf deshalb die obige Formel noch eine Multiplication mit verschiedenen Factoren, nämlich wegen des manometrischen Druckes mit $\frac{B+M}{B}$, des Barometerstandes mit $\frac{B}{28}$, der Temperatur mit $\frac{1}{1+0.003665\,t}$, des Hygrometerstandes (gewöhnlich zu vernachlässigen) mit $\frac{1}{w}$ und wegen der Strahlcontraction bei kleineren Pressungen mit 0.910, bei grösseren mit 0.928.

Unter Berücksichtigung aller dieser Factoren leitet Scheerer [3]) nachstehende Formel ab:

$$Q = 2481\ (1-0.084\ \sqrt{M}\,)D\ \sqrt{\frac{M\,(B+M)}{(1+0.003665\,t)\ w}}$$

worin bezeichnet:

- Q die Menge Luft von atmosphärischer Dichte für 1 Minute in preuss. Cbkf. bei 28 Z. Barometer-, 0° Thermo- und Hygrometerstand.
- M Quecksilbersäule in preuss. Zollen.
- D Düsenquerschnitt in Q.-Fuss.
- t Windtemperatur nach Graden C.
- w Ausdehnungscoefficient in Bezug auf den Feuchtigkeitsgehalt der Luft, gewöhnlich zu vernachlässigen.

In ähnlicher Weise haben Karsten und Herter [4]) solche Formeln aufgestellt, welche als ältere hydrauliche Formeln voraussetzen lassen, dass der Wind mit der in der Düse vorhandenen Dichtigkeit und Temperatur auch in den Ofen einströmt und hier Gase von gewöhnlichem atmosphärischen Drucke vorhanden sind.

---

1) Nach Schlöffel zeigt das Quecksilberpyrometer bei tieferem Einsenken ins Windleitungsrohr eine mindere Temperatur, als weiter oben (Oest. Ztschr. 1862, Nr. 23). 2) B. u. h. Ztg. 1862, S. 88, 295; 1870, S. 307, 328. 3) Scheerer, Met. 1, 465. B. u. h. Ztg. 1858, S. 227. 4) Berggeist 1860, S. 829.

Windtabellen Aichmass

Auf Grund dieser Formeln haben zur grösseren Bequemlichkeit u. A. Schmidt[1]), Herter[2]), Rittinger[3]) und Mayrhofer[4]) Windtabellen entworfen und v. Schwind einen Rechenschieber (Aichmass[5]) construirt.

Neuere Formeln

In den neueren von Weisbach[6]) aufgestellten Formeln ist der Umstand berücksichtigt, dass die comprimirte Luft nach dem Poisson-schen oder potenzirten Mariotte'schen Gesetze beim Austreten aus der Düse eine Verdünnung und in Folge dessen eine Abkühlung erleidet, welche auf die Geschwindigkeit influirt. Diese Formeln sind für Meter- und Fussmass folgende:

$$Q = 395\,\mu\,F\left(\frac{b+h}{b}\right)^{0.2953}\sqrt{3.3866\,(1+0.00367\,\tau)\left(1-\left[\frac{b}{b+h}\right]^{0.2953}\right)}$$

worin Q die unter äusserm Druck gemessene Luftmesse in Cubikmetern pro Sec.
F Düsenquerschnitt in Q.-Met.
μ Contractionscoefficient 0.910—0.930.
b Barometerstand in Met.
h Monometerstand in Met.
τ Temperatur nach Celsius
und

$$Q = 8.2\sqrt{\frac{10}{3}\left(\frac{b+h}{b}\right)^{0.3}\left[\left(\frac{b+h}{b}\right)^{0.3}-1\right]}\text{, worin}$$

Q Luftmenge pr. Sec. in preuss. Cubikfussen von 10° C. und 29 Z. Barometerstand für einen Mündungsquerschnitt von 1 Q.-Zoll. h Manometer- und b Barometerstand in Zollen.

Windtabellen Diagram

Nach diesen Formeln sind von Neuschild[7]) und v. Hauer[8]) Windtabellen und von Bornemann eine graphische Windtabelle[9]) (Diagramm) entworfen.

Mängel dieser Fo meln.

In diesen Formeln ist zwar im Vergleich zu den älteren hydraulischen der Verdünnung des Windstromes vor der Düse Rechnung getragen, aber es ist noch vorausgesetzt, dass der Wind in einen mit Gasen von atmosphärischer Spannung und gewöhnlicher Temperatur gefüllten Raum einströmt, während doch die Gase im Ofen eine höhere Spannung (bedingt durch die Windpressung, Temperatur und Höhe des Ofens nnd Beschaffenheit der Materialien) besitzen, wodurch ein Gegendruck stattfindet.[10]) Nach Tunner[11]) erhält man eine richtigere Windmenge, wenn man die durch Versuche im Schmelzraum gefundene Pressung von der am Manometer beobachteten abzieht und die Differenz als wirklichen Druck betrachtet. Schmidhammer[12]), Rinmann und Fetnqvist[13]) haben die Pressung in Hohofengestellen, Ledebur[14]) deren Einfluss in Cupoloöfen ermittelt. Nach Schinz[15]) sind die Methoden von Schmidhammer und Tunner zur Bestimmung des Druckes in Oefen mit Fehlern behaftet.

Werth d Methode

107. Windberechnung aus dem verbrauchten Brennmaterial. Nach Moldenhauer[16]) und Ledebur[17]) ist die Berechnung der Windmenge aus dem Verbrauche an Brennstoff und nach richtigen Analysen der Beschickung und Ofenproducte richtiger, als nach den Formeln, weil Wind zwischen Düse und Formwand leicht

1) Tunner, Stabeis. und Stahlber. 1, 244. 2) Berggeist 1860, No. 102. 3) Rittinger's Centrifugalventilatoren 1858, S. 64. 4) Kraus, öster. Jahrb. 1852, S. 96. 5) Oest. Ztschr. 1854, No. 48; 1856, Nr. 30; 1858, Nr. 37. 6) Civilingenieur 5, 3. B. u. h. Ztg. 1860, S. 201; 1861, S. 4. 7) B. u. h. Ztg. 1859, S. 27. 8) Rittinger's Erfahr. 1858, S. 11. 9) B. u. h. Ztg. 1861, S. 178. Ritting. Erfahr. 1860, S. 22. 10) v. Hauer in Oest. Ztschr. 1862, No. 13. B. u. h. Ztg. 1862, S. 432. 11) B. u. h. Ztg. 1860, S. 208. 12) Oest. Ztschr. 1862, No. 13. 13) B. u. h. Ztg. 1861, S. 406. 14) B. u. h. Ztg. 1870, S. 277. 15) Dingl. 201, 529. 16) Schweiz. polyt. Ztschr. 7, 121. 17) B. u. h. Ztg. 1870, S. 278.

entweicht, Luftdruck und durch Ansätze sich leicht verengernde Formöffnungen unbestimmte Grössen sind u. s. w. Die Sauerstoffmenge, die einem Ofen bei normalem Gange zugeführt werden muss, ist annähernd derjenigen gleich, welche erforderlich ist, um die aufgegebene Kohle in Kohlenoxyd zu verwandeln.[1]) 1 Pfd. = $^1/_2$ Kil. Kohlenstoff braucht zur Verbrennung zu Kohlenoxyd $74^1/_2$ Cbkf. (2.3 Cbkmet.), zu Kohlensäure 155 Cbkf. (4.79 Cbkmet.) Luft von 0° und 28 Zoll (732 Mm.) Barometerstand.

Bezeichnet z. B. A den Cokesverbrauch in Pfunden per 24 Stunden, p den Procentgehalt an Kohlenstoff darin, so ist der Windbedarf pro Min. $\frac{A \cdot p}{2000}$ Cbkf. von atm. Dichte und 0° Tpr. Die Werthe fallen zu gross aus, wenn der Ofen an Oberfeuer leidet.

Eine solche Berechnung giebt im Allgemeinen weniger hohe Resultate, als diejenigen aus Düsenquerschnitt und Pressung, doch stimmen sie auch zuweilen hinreichend genau überein.[2]) Buschbeck[3]) hat unter Berücksichtigung aller einschlagenden Umstände die in verschiedenen Eisenhohöfen wirklich verbrauchten Windmengen bestimmt und Kalle[4]) aus dem verbrauchten Brennstoff die Menge der zuzuführenden Luft und die erforderliche Leistung des Gebläses berechnet.

B. Vorrichtungen und Werkzeuge für mechanische Operationen.

Classification.

108. Allgemeines. Die hierher gehörigen Vorrichtungen und Werkzeuge, deren Construction und Wirkungsweise grossentheils aus mechanischen Handbüchern (u. A. von Weisbach und Redtenbacher) zu ersehen ist und von denen hier nur eine kurze Uebersicht gegeben werden soll, lassen sich in folgende Abtheilungen bringen:

1) Zerkleinerungsapparate als:

Pochwerke[5]) zur Zerkleinerung von Erzen, Hüttenproducten, Gekrätzen, Gestübbe, glühendem Schwarzkupfer.

Quetschwalzwerke[5]) für Erze, Zuschläge u. s. w.

Erzquetschen oder Steinbrechmaschinen[6]) für Eisenerze, Zuschläge, getemperte Schlacken.

Hämmer[7]) zur Zerkleinerung der Eisenerze.

Mühlen[8]) mit horizontalen und vertikalen Steinen (Kollermühlen[9]) mit oder ohne hydraulischen Druck zur Zerkleinerung von Erzen, Lechen, Glätte, Speisen, Schwarzkupfer, Thon.

Schleudermaschinen u. A. von Rostaing[10]), Rittinger[11]) und Carr.[12])

Kugeltonnen, zum Zerkleinern von Gestübbe.

Granulirvorrichtungen[13]) für Kupfersteine, Schwarzkupfer, goldhaltiges Silber, Granalienprobe bei Münzen, Eisenhohofenschlacken; beim Eingiessen flüssiger Metalle in Wasser können in Folge von rapider Wasserdampf- oder Knallgasbildung Explosionen entstehen.[14])

Reibvorrichtungen[15]) zum Zerreiben von zähflüssigem antimonhaltigen Schwarzkupfer.

---

1) B. u. h. Ztg. 1864, S. 177. 2) Allg. B. u. h. Ztg. 1863, S. 171. 3) B. u. h. Ztg. 1861, S. 4. 4) B. u. h. Ztg., 1864 S. 177. 5) Werke über Aufbereitung von Rivot, Gaetzschmann, Rittinger. Percy-Wedding's Eisenhüttenkunde, 2. Abth. S. 519. Kerl, Met. 3, 136. B. u. h. Ztg. Schönfelder bauliche Anlagen 1862, 1. Liefer. 6) Kerpely's Fortschr. 2, 40; 3, 22. Percy-Wedding's Eisenh. 2. Abth. S. 526. B. u. h. Ztg. 7) Kerl, Met. 3, 137. Erzpochdampfhammer in B. u. h. Ztg. 1871, S. 203. 8) Augustin's Silberextraction nach Grützner, Winkler's Amalgamation. Goldmühlen in Kerl's Met 1, 565; 4, 363; Ann. d. min. 1870, Bd. 18, p. 89. 9) Muspratt-Kerl's techn. Chem. 1, 90. 3. 374; 4, 1185; 5, 425, 783, 1321. Polyt. Centr. 1871, S. 1148. 10) Dingl. 1, 55, 372. 11) Ztschr. d. Ver. deutsch. Ing. 11, 672. 12) Kerl, Thonwaarenindustrie S. 113. B. u. h. Ztg. 1871, S. 279. 13) Kerl, Rammelsberger Hüttenprocesse, S. 95, 139. Kerl, Met. 2, 480. Kerl, Probirkunst, S. 14. Oest. Ztschr. 1857, S. 146. B. u. h. Ztg. 1866, S. 226; 1870, S. 59. 14) B. u. h. Ztg. 1867, S. 438; 1871, S. 299. 15) Oest. Ztschr. 1857, S. 149. B. u. h. Ztg. 1864, S. 102.

Scheeren[1]), Schneidwerke[1]), Circularsägen[1]) Wasser unter Druck zur Zerkleinerung grosser Gussstücke.[2])

2) Trennungsapparate, als:

Handscheidung, Abscheidung von Schwefelkies, Eisenkiesel, Schwerspath u. s. w. aus Eisenerzen, Stein von Schlackenkegeln.

Siebvorrichtungen in Gestalt von Durchwürfen, Rättern und Trommeln bei der Amalgamation, den nassen Silberextractionsprocessen, für gemahlene Glätte, Kohlenklein u. s. w.

Schlämmapparate in Gestalt einfacher Gefässe mit oder ohne Rührwerk (Amalgamation) oder von Herden (geröstete Zinnerze, aufbereitete Krätzen).

3) Mengapparate, als:

Knet- und Stampfwerke[3]) zum Ankneten der Rückstände von der Silberextraction, Einbinden von Schliegen.

Kugeltonnen für Gestübbe.

4) Streckapparate, als:

Walz- und Hammerwerke[4]), Zängemaschinen[4]), Leierwerke[5]) u. s. w.

5) Förderapparate, als:

Gichtaufzüge[6]), Gichtwagen[7]), Schlackenwagen[8]) und Schlackentöpfe[9]), Krahne[10]) u. s. w.

6) Arbeitsgeräthe und Gezähe.[11])

---

5. Abschnitt.

Hüttenproducte.

Classification.

109. Classification. Die Erzeugnisse der Hüttenprocesse, die Hüttenproducte[12]), werden entweder nach dem Processe, bei welchem sie fallen, benannt (Blei-, Kupferhüttenproducte, Röstproducte u. s. w.), oder je nachdem sie das Hauptobject der Gewinnung sind oder nicht (Haupt- und Nebenproducte) oder nach ihrer Zusammensetzung und namentlich nach ihrem nutzbaren Metallgehalt (Educte, Fabrikate, Zwischenproducte, Abfälle), ohne dass man jedoch bei letzterer Eintheilung eine scharfe Grenze ziehen kann (z. B. bei Roheisen).

Krystallisirte Hüttenproducte.

Zuweilen erscheinen die Producte krystallisirt und sind dann von ähnlichen natürlichen Verbindungen häufig durch ihre Porosität zu unterscheiden. Die Krystallisation wird durch folgende Umstände begünstigt:

---

1) v. Hauer, die Hüttenwesens-Maschinen 1867. 2) Kerpely's Fortschr. 2, 151. 3) Lampadius Fortschr. der Hüttenkunde 1869, S. 4. Grützner, die Augustinsche Extraction 1851, S. 91. Kerl, Thonwaarenindustrie S. 122. 4) v. Hauer c. l. Kerl, Met. 3, 514–521. B. u. h. Ztg. 5) Kerl, Met. 3, 559. 6) v. Hauer c. l. Kerpely, Fortschr. Bd. 1–5. Kerl, Met. 3, 166. B. u. h. Ztg. 1867, S. 217. 7) Kerl, Met. 3, 284. B. u. h. Ztg. 1866, S. 218; 1871, S. 17. Kerpely's Fortschr. 3, 83. 8) B. u. h. Ztg. 1863, S. 1; 1871, S. 186, 284. 9) B. u. h. Ztg. 1866, S. 42; 1865, Taf. 10, Fig. 9; 1869, Taf. 9, Fig. 14. 10) Dürre, Giessereibetrieb, 1, 654. B. u. h. Ztg. 1871, S. 200. 11) Arbeitsgezähe beim Rösten, Schmelzen, Pattinsoniren, Abtreiben und bei der Zinkdestillation in Kerl's Met. 1, 680; beim Eisenhohofenbetrieb Kerl, Met. 3, 280; bei der Förmerei und Giesserei in Dürre's Giessereibetrieb, 1, 738. 12) Kerl, Met. 1, 681. Die folgenden Citate beziehen sich auf neuere Analysen u. s. w.

a) Langsames Erkalten einfacher oder im richtigen Verhältniss zusammengeschmolzener hinreichend dünnflüssiger Substanzen: Krystalle von Blei, Wismuth, Roheisen, Lechen, Speisen, Schlacken.

b) Sublimation von unzersetzten Substanzen und Erkalten derselben in geschützten Räumen: Krystalle von Arsen, Zink, Schwefel, Schwefelarsen, künstlicher Bleiglanz, Chloralkalien, Chlorquecksilber, Hohofentitan u. s. w., wobei eine spätere Oxydation derselben durch Einwirkung von heisser Luft oder Wasserdampf eintreten kann (arsenige Säure, Zinkoxyd und kohlensaures Zinkoxyd, Antimonoxyd, Bleivitriol.) Das Anlaufen mancher Hüttenproducte z. B. bleiischer Ofenbrüche, ist die Folge der Entstehung einer dünnen Oxydhaut, in welcher sich das Licht bricht.

c) Vereinigung verschiedener dampfförmiger Körper in geschützten abgekühlten Räumen: Schwefelzink enthaltende Ofenbrüche aus Zinkdampf und aus aus schwefliger Säure durch Kohlenoxyd reducirtem Schwefeldampf oder aus Schwefelkohlenstoff abgegebenem Schwefel oder aus mit Schwefelmetallen (Schwefelblei, Schwefelkupfer) in Berührung kommendem Zinkdampf; Schwefelkies, Kupfer- und Antimonglanz aus Metallchloriden und Schwefelwasserstoff: Magneteisenstein, Eisen- und Kupferoxyd aus Metallchloriden und Wasserdämpfen; Kieselsäure oder Eisenamyanth aus Schwefel-, Chlor- oder Fluorsilicium und Wasserdampf.

d) Zersetzung flüssiger Substanzen durch dampf- oder gasförmige Körper in erhöhter Temperatur: Schwefeleisen durch Wasserdampf zu Magneteisenstein, Blei durch Luft zu Glätte, Eisen durch dampfförmiges Blei zu Eisenblei u. s. w.

e) Zersetzung fester Substanzen durch dampf- oder gasförmige Körper bei erhöhter Temperatur: Haarsilber aus Schwefelsilber und Wasserdampf, Feldspath aus dampfförmigen Kalisalzen und den Silicaten des Ofenbaumaterials, Mennige aus Bleioxyd und Luft beim Rösten, Magneteisen aus Roheisen und Stabeisen.

Nicht immer entstehen unter den angegebenen Verhältnissen Krystalle, sondern es sind dazu häufig noch andere nicht immer gekannte Bedingungen erforderlich. Zuweilen werden amorphe Substanzen ohne irgend welche bemerkbare äussere Einflüsse (arsenige Säure) oder bei Erschütterungen (faseriges Stabeisen) oder bei Temperaturwechsel unter Luftabschluss (Stabeisen, Roheisen, Stahl) krystallinisch.

Schädlicher und günstiger Einfluss der Krystallisation.

Während die Entstehung krystallisirter Hüttenproducte für den Mineralogen und Geologen von grossem Interesse ist, so können dieselben dem Metallurgen häufig unerwünscht sein, wenn sie ihre Krystallisationsfähigkeit erst durch Aufnahme nutzbarer Bestandtheile erhalten (grüne eisenreiche Eisenhohofenschlacken, Eisenfrisch- und Puddelschlacken) oder strengflüssiger sind, als im amorphen Zustande (Mägdesprunger Eisenhohofenschlacken), oder an Geschmeidigkeit und Festigkeit verlieren (Pattinson'sches Blei, krystallinisches Stabeisen). Dagegen deutet aber auch zuweilen das Auftreten krystallisirter Producte auf eine normale Beschickung (Werftener Schlacken) und es können sich darin Substanzen concentrirt haben, welche man im Rohmaterial nicht nachweisen konnte (Cyanstickstoff- oder Hohofentitan, Kupferglimmer, arsenige Säure beim Rösten).

Begriff.

110. Educte: Die beim Hüttenprocesse ausgebrachten verkäuflichen Metalle (Blei, Cadmium, Eisen, Gold, Kupfer, Nickel, Platin, Quecksilber, Silber, Wismuth, Zink, Zinn) oder Metalloide (Schwefel, Antimon, Arsen), welche je nach dem Grade ihrer Reinheit mit der Bezeichnung fein, raffinirt, gaar und roh belegt werden.[1])

Begriff.

111. Fabrikate. Zusammengesetzte Handelsproducte, welche als solche nicht im Erze existirten, sondern sich erst bei den Hüttenprocessen als Haupt- oder Nebenproducte gebildet haben (Stahl,

1) Neuere Analysen von Metallen und Nichtmetallen. Antimon: B. u. h. Ztg. 1866, S. 24, 80, 135; 1868, S. 49. Blei: B. u. h. Ztg. 1862, S. 269, 320; 1864, S. 88, 321; 1865, S. 435; 1868, S. 283; 1869, S. 330; 1871, S. 143, 292. Oest. Ztschr. 1870, No. 49. Leoben. Jahrb. 19, 392. Kupfer: B. u. h. Z. 1862, S. 320; 1863, S. 386; 1864, S. 89, 322; 1865, S. 340; 1866, S. 173; 1867, S. 52; 1868, S. 284; 1869, S. 426, 447; 1870, S. 245; 1871, S. 291. Preuss. Ztschr. 17, 176. Leoben. Jahrb. 19, 395. Nickel: B. u. h. Z. 1863, S. 168; 1864, S. 323. Dingl. 170, 41. Wismuth B. u. h. Z. 1864, S, 323. Zink: B. u. h. Ztg. 1861, S. 402; 1864, S. 323; 1866, S. 331. Zinn: B. u. h. Ztg. 1864, S. 323. Schwefel: B. u. h. Ztg. 1870, S. 328; Leoben. Jahrb. 19, 396.

Hartblei[1]), Antimonium crudum[2]), weisses Arsenglas[3]), Realgar und Rauschgelb, Kaufglätte).

112. Zwischenproducte. Bei Erzeugung der Educte gefallene metallreichere Producte, welche als solche noch nicht nutzbar sind, sondern einer noch weiteren Bearbeitung bedürfen. Es gehören hierher:

1) Metalle in feinzertheiltem Zustande (Quecksilberstupp, Zinkstaub).

2) Legirungen, von deren Constitution und Zersetzungsweise bereits S. 10 die Rede war (güldisches Silber, gold- und silberhaltiges Werkblei[4]), Blicksilber, Gold- und Silberamalgam, Schwarzkupfer[5]), Werkzinn[6]), Frischstücke, Kiehnstöcke, Werkzink).

3) Leche oder Steine (Schwefelmetalle). Dieselben sind entweder unerwünschte, bei der erforderlichen weiteren Verarbeitung zu Metallverlusten führende Zwischenproducte (kupferfreier silberarmer Bleiglanz) oder man erstrebt ihre Entstehung absichtlich, um zum Schwefel verwandte nutzbare Metalle (Kupfer, Silber[7]), Nickel u. s. w.) bei Schmelzprocessen in einem Stein anzusammeln und dadurch vor Verschlackung zu schützen. Die Erze enthalten für diesen Zweck entweder einen hinreichenden Schwefelgehalt, so dass sie im rohen Zustande verschmolzen werden können (kupferhaltige Bleiglanze bei der Niederschlagsarbeit), oder sie müssen bei einem Ueberschuss an Schwefel geröstet werden (Kupferkies mit mehr oder weniger Schwefelkies gemengt, der Röstreductionsarbeit zu unterwerfende Bleierze), oder es fehlt an Schwefel und es bedarf dann beim Schmelzen eines Zuschlages schwefelhaltiger Substanzen (Schwefelkies bei der Silber- und Goldroharbeit für erdige Erze, Schwerspath, Gyps oder Glaubersalz neben Arsenkies bei kobalt- und nickelhaltigen Kupfergaarschlacken; bei chlorirender Röstung behuf Bildung von Schwefelsäure zur Zerlegung des Kochsalzes). Auch beim reducirenden Schmelzen von schwefelsauren Salzen (geröstete Erze und Leche, schwerspäthige Erze) entstehen Steine, wenn man durch einen Zusatz von Kieselsäure beim Rösten die Schwefelsäure nicht vorher ausgetrieben hat (Bleiarbeit zu Commern und Stolberg). Beim Verschmelzen schwerspäthiger Erze[8]) können Schwefelbarium enthaltende Leche entstehen, welche wegen geringeren specifischen Gewichtes sich zwischen Stein und Schlacke absetzen und zu Metallverlusten führen. Zinkblende kann ähnliche Gebilde (Skumnas, Schaumsteine) erzeugen.[9]) Beim Zusammentreffen mit Wasser können flüssige Leche Explosionen geben.[10])

Entstehung.

Die Mittel zur Zerlegung der Schwefelmetalle sind S. 12 aufgeführt. Meist werden dieselben geröstet und einem reducirenden und solvirenden Schmelzen unterworfen (Bleierze und Bleisteine, Kupfererze und Kupfersteine, Rohsteine), um entweder die nutzbaren Metalle sofort auszuscheiden oder sie vorher erst an Schwefel gebunden zu concentriren. Beim Rösten der Leche können interessante Röstproducte

Zersetzung.

---

1) Neuere Hartbleianalysen: B. u. h. Ztg. 1864, S. 321; 1866, S. 356; 1867, S. 419; 1869, S. 426; 1870, S. 169. 2) B. u. h. Ztg. 1864, S. 321. 3) B. u. h. Ztg. 1869, S. 216, 372. 4) B. u. h. Ztg. 1863, S. 90; 1869, S. 426; 1870, S. 246; 1871, S. 145. 5) B. u. h. Ztg. 1865, S. 412; 1866, S. 10, 81, 135; 1869, S. 446; 1870, S. 246. Oest. Ztschr. 1867, S. 3. Verhandl. d. naturh. Ver. v. Rheinl.-Westph. 1861, Bd. 18, S. 6. 6) B. u. h. Ztg. 1864, S. 92. 7) Markus, Vertheilung des Silbers in Lechen in Oest. Ztschr. 1855, S. 394; 1856, S. 105. 8) Kerl, Oberharzer Hüttenprocesse 1860, S. 371. B. u. h. Ztg. 1860, S. 184. B. u. h. Ztg. 1859, S. 72. 10) B. u. h. Ztg. 1860, S. 136.

in Gestalt von Metallen, Schwefelmetallen, Oxyden, Sauerstoff- und Haloidsalzen entstehen.[1])

Constitution.[2])

Die wesentlichen Bestandtheile[3]) der Steine sind die Sulfurete von Eisen, Kupfer und Blei, untergeordnet von Nickel, Zink, Mangan und Silber und in sehr geringen Mengen von Antimon und Arsen. Die Leche enthalten entweder so viel Schwefel, dass in denselben die auch als solche in Mineralien vorkommenden Verbindungen von FeS, PbS, Cu_2S, ZnS, NiS, MnS, AgS vorhanden sein können (Rohsteine von Kupferschiefern, von Rammelsberger Kupfererzen, englische Erz-, Concentrations- und Schlackensteine vom Flammofenbetrieb, kupferreiche Bleisteine von Emser und Holzappler Hütte) oder es ist weniger Schwefel vorhanden, um obige Schwefelungsstufen zu bilden (Kupfersteine, und zwar von Freiberg, Sulu- und Dünnstein von Fahlun und Garpenberg, Spur- und Dünnstein vom Kupferschieferschmelzen, Roh- und Spurstein von den Siegener Hütten, Metallsteine vom englischen Flammofenprocess; Bleisteine vom Oberharz, von Freiberg, Poullaouen, nickelhaltige Concentrationssteine von Dillenburg).

Schwefelreiche Steine.

Schwefelarme Steine.

Zur Erklärung des letzteren Verhaltens muss man annehmen, dass entweder den Lechen, wie auch wirklich beobachtet wird, Metalle beigemengt sind (Kupfer in Kupfersteinen, Blei in Bleisteinen. Ni_2Fe in Nickelsteinen), oder dass ausser Cu_2S noch andere Halbsulfurete, welche als solche bekannt (Fe_2S, Pb_2S), anwesend sind oder beides zugleich. Reicht aber der durch die Analyse gefundene Schwefelgehalt, selbst unter Annahme der Anwesenheit von freien Metallen in grösserer Menge, auch nicht aus, um solche Halbschwefelmetalle zu bilden (Bleistein von Pezey nach Berthier mit 5 Proc. Schwefel, bleihaltiger Kupferstein von Freiberg nach Kersten), so ist in die Richtigkeit der Analyse Zweifel zu setzen, da sich dieses Verhalten zur Zeit anderweitig nicht deuten lässt.

Steine als Schwefel-Salze.

Bredberg betrachtet die Leche, analog manchen natürlichen Mineralien, als Schwefelsalze, als Verbindungen elektropositiver, R_2S, und elektronegativer Schwefelmetalle, RS, berechnet, allerdings auf illusorischen Grundlagen, die relativen Mengen von Sulfureten und Halbsulfureten oft ein und desselben Metalles und stellt für die Leche den davon vorhandenen Analysen zufolge nachstehende Formeln auf:

$$\left.\begin{matrix} nR_2S,\ RS \\ R_2S,\ RS \\ R_2S,\ nRS \end{matrix}\right\}$$ in denen n eine einfache ganze Zahl bedeutet.

Gehen in die Verbindung noch Schwefelmetalle von der Zusammensetzung R_2S_3 ein, so nehmen die Formeln folgende Gestalt an:

$$nR_2S,\ R_2S_3 + m\ (nR_2S,\ RS)$$
$$nR_2S,\ R_2S_3 + m\ (R_2S,\ RS)$$
$$nR_2S,\ R_2S_3 + m\ (R_2S,\ nRS).$$

Steine als isormophe Gemische.

Da aber keins der die Steine bildenden wesentlichen Schwefelmetalle ein Sulfid ist (die Sulfide Schwefelantimon und Schwefelarsen spielen, wie bemerkt, ganz untergeordnete Rollen), so hat die Bredberg'sche Ansicht über die Constitution der Steine etwas Unwahrscheinliches, und nimmt deshalb Rammelsberg, gestützt auf die Thatsache, dass Cu_2S, PbS, FeS, ZnS für sich und in vielen Erzen isomorph sind (regulair krystallisiren) und auch in den Steinen diese Eigenschaft bewahren dürften, an, dass die Steine isomorphe Mischungen derselben sind, wobei man sich denken kann, dass kleine Mengen elektronegativer Schwefelmetalle (Schwefelantimon, Schwefelarsen) in Verbindung mit einer nicht näher zu bestimmenden Quantität der vorherrschenden elektropositiven Schwefelmetalle in chemischer Verbindung und diese der grossen Masse der letzteren beigemengt sind. Findet sich z. B. in einem Bleistein eine geringe Menge, z. B. bis 1 Proc., Antimon, so enthält derselbe nach Vorstehendem etwas Schwefelantimoneisen und Schwefelantimonblei eingemengt.

Nach der Rammelsberg'schen Ansicht bestehen der Mansfelder krystallisirte Kupferstein aus Cu_2S, FeS und die krystallisirten Oberharzer Bleisteine aus $mPbS$, $nFeS$, worin $m : n$ wie $2:1$, $4:3$, $4:5$, $2:3$, $1:2$.

---

1) Kerl, Met. 1, 745. 2) Bredberg in Erdm. J. f. ök. Chem. 5, 235; 12, 287. Pogg. Ann. 17, 268. Rammelsberg, chem. Metallurgie 1865, S. 48. 3) Neuere Analysen. Kupfersteine: B. u. h. Ztg. 1865, S. 403, 410, 422, 457; 1869, S. 441, 446; 1870, S. 245. Bleisteine: B. u. h. Ztg. 1863, S. 90; 1864, S. 324; 1867, S. 419; 1869, S. 426; 1870, S. 246. Silberrohsteine: Oest. Ztschr. 1862, No. 40. B. u. h. Ztg. 1868, S. 284. Berggeist 1872, S. 17.

4) Speisen (Arsen- und Antimonmetalle). Dieselben entstehen beim Verschmelzen arsen- und antimonhaltiger Erze und Producte, namentlich bei Anwesenheit von Kobalt und Nickel, aber es nehmen an ihrer Bildung auch andere Metalle (Eisen, Kupfer, Blei, Wismuth, Gold, Silber) Antheil.[1]) Es scheint Arsen die grösste Verwandtschaft zu Nickel, Kobalt und Eisen zu besitzen, während sich Antimon lieber mit Blei, Silber und Gold vereinigt. Bei steigendem Eisengehalt können die Speisen in Sauen übergehen. Häufig sind den Speisen Schwefel-, auch wohl Siliciummetalle beigemengt und krystallisirte Speisen zeigen ein bestimmtes atomistisches Verhältniss zwischen Arsen und basischen Metallen, z. B. R_2As, R_3As, R_4As, R_5As. Bei blättrigem oder körnigem Gefüge besitzen dieselben eine weisse Farbe und starken Metallglanz, doch kommen auch stahlgraue bis schwarze, hellspeissgelbe bis messinggelbe Färben vor. Nach ihrem specifischen Gewichte setzen sie sich zwischen Metall und Lech ab und nehmen leicht beim Erstarren Theile von beiden auf, was ihre wirkliche Zusammensetzung alterirt. Entstehung.

Von der Zersetzung derselben war bereits S. 14 die Rede. Zersetzung.

Nickelspeise vom Verschmelzen reiner kobalthaltiger Nickelerze (Arsennickel) enthält R_4As oder R_3As, worin R = Ni, Co, Fe, mit zuweilen wenig geschwefeltem Fe, Cu, Pb und Sb. — Kobaltspeise von Blaufarbenwerken besteht meist aus $(Ni, Co)_3As$, seltener $(Ni, Co)_4As$, mit eingemengtem Bi und bisweilen Fe_n As und Ag S oder Cu_2 S. Bleispeise vom Verschmelzen arsen- und nickelhaltiger Bleierze enthält hauptsächlich $(Fe, Ni, Co)_4As$ in veränderlichen Quanten der basischen Metalle und beigemengte Schwefelungen von Cu, Fe, Pb, Ag, Zn, Sb. Kupferspeise, oft mit bedeutendem Antimongehalt, vom Verschmelzen antimon- und arsenhaltiger Kupfererze. Beispiele.

5) Kohlenstoffmetalle. Kurze Andeutungen über dieselben sind S. 14 gemacht; das Nähere darüber beim Eisen. Allgemeines.

6) Oxyde. Hierher gehören hauptsächlich die Producte vom Abtreiben des Werkbleies (Frischglätte[2]), Abstrich, Abzug, bleiischer Herd[3]), vom Silberraffiniren (Testasche), vom Glühen der Metalle (Eisen[4])- und Kupferhammerschlag), vom Darren der Kiehnstöcke (Pickschiefer). Beispiele.

7) Metallsalze, seltener von trockenen Processen (geröstete Erze und Leche, metallreiche Schlacken), als von nassen herrührend (metallhaltige Laugen von der Gold-, Silber- und Kupferextraction). Entstehung.

113. Hüttenabfälle. Hüttenerzeugnisse von untergeordneter Bedeutung, welche entweder als nutzlos weggeworfen werden oder wegen eines Metallrückhaltes oder flussbefördernder Eigenschaften wieder in den Hüttenprocess kommen. Es sind hier anzuführen: Begriff.

A) Ofenbrüche, amorphe krystallinische oder krystallisirte Gebilde an inneren Ofentheilen oberhalb des Schmelzraumes und in demselben, durch Sublimation (S. 250) oder Infiltration heissflüssiger Massen ins Gemäuer oder auf beiderlei Weise entstanden oder aus übersättigten flüssigen Verbindungen ausgeschieden u. dgl. m. und von der verschiedensten äusseren Gestalt. Entstehung.

---

1) Neuere Analysen: Nickelspeise: B. u. h. Ztg. 1861, S. 349; 1864, S. 323. Kupfer- und Bleispeisen: B. u. h. Ztg. 1864, S. 323; 1865, S. 403; 1867, S. 419; 1869, S. 426. Oest. Ztschr. 1867, S. 3. Analysirverfahren in B. u. h. Ztg. 1865, S. 411. 2) Neuere Analysen: B. u. h. Ztg. 1864, S. 321, 324; 1865, S. 436; 1867, S. 419; 1868, S. 284. Oest. Ztschr. 1869, S. 364. 3) B. u. h. Ztg. 1868, S. 284. 4) B. u. h. Ztg. 1864, S. 368; 1866, S. 323; 1867, S. 224.

Beispiele. Solche Ofenbrüche[1]) können sein:

a) Metalloide. Graphit aus Roheisen ausgeschieden oder pulverförmiger Kohlenstoff aus Kohlendampf entstanden.

b) Metalle. Eisen, Blei und Zink[2]) aus Eisenhohöfen, letzteres auch in Zinkoxyd[3]), Cadmium aus Bleiöfen.[4])

c) Legirungen. Antimonblei aus Bleiöfen, Eisenblei in Eisenhohofen-Eisensauen.

d) Schwefelmetalle. Schwefelzink, Schwefelblei, Schwefelantimon an oberen Theilen der Blei-, Kupfer-, Roh- und Eisenhohöfen (Gichtschwämme); Schwefelblei in Flammofenschlacken, welche zu Röststadeln benutzt werden[5]); Schwefelkupfer im Herd eines Freiberger Rohflammofens; Kupferkies und Buntkupfererz in der Sohle eines böhmischen Kupferofens, Schwefelmangan in Gestellmassen des Eisenhohofens; Schwefelkupferblei und Schwefelkupferantimonblei mit Blende u. s. w. aus einem Freiberger Flammofen; Schwefelarsen in Kupferöfen.

e) Oxyde. Zinkoxyd[6]) in Sublimaten der Blei-, Zink-, Roh- und Eisenhohöfen (Gichtschwämme, Ofengalmei); Magneteisen in einem Freiberger Rohflammofen, nebst Eisenglanz im Gestell der Eisenhohöfen; Mennige[7]) im Eisenhohofengestell; Cadmiumoxyd in Zinköfen; Zinnoxyd[8]) in Kupferflammöfen; Kupferoxyd in Freiberger Röstöfen; Rutil[9]) im Eisenhohofengestell. Die zinkischen Ofenbrüche werden häufig zur Zinkgewinnung angewandt (Unterharzer Ofengalmei, Gichtschwämme der Oberschlesischen Hohöfen), auch wohl zur Chlorzinkfabrikation.

f) Säuren. Arsenige Säure in Kupferschiefer- und Bleiöfen; Kieselsäure (Eisenasbest, Eisenamyanth) in Eisenhohöfen; antimonige Säure in Antimonöfen.

g) Sauerstoffsalze. Schwefelsaures Bleioxyd, Eisen- und Bleisilicat und molybdänsaures Bleioxyd in Bleiöfen; kohlensaures und phosphorsaures Bleioxyd in Eisenhohöfen, desgl. kohlensaure Alkalien; Feldspath in Kupferschiefer- und Eisenhohöfen, desgl. Mangankiesel und Olivin.

h) Haloidsalze. Chlorcadmium[10]) in Bleiöfen und im Zinkstaub, Chloralkalien, Cyankalium[11]) und Cyanstickstofftitan (Hohofentitan) in Eisenhohöfen.

Entstehung. B. Geschur und Gekrätz. Beim Schmelzen gesammelte metallische Abfälle (unreine Schlacken, Krätzen vom Saigern silber- und kupferhaltigen Bleies und eisenhaltigen Zinnes, Krätzen vom Umschmelzen, Saigern und Raffiniren von Blei), beim Ausräumen des Schmelzherdes nach dem Abstechen erfolgende Producte (Härtlinge, Bühnen), beim Ausschuren der Oefen erfolgende Massen (Beschickungsbestandtheile, metallhaltiger Brennstoff, Ofenbaumaterial mit metallischen Ansätzen, Eisensauen u. s. w.) Diese Substanzen werden seltener abgesetzt, als beim Hüttenprocess wieder zugeschlagen oder zuvor aufbereitet (Krätzschlieg) oder besonderen Operationen unterworfen.

Eisensauen. Interessante obwohl meist unerwünschte Producte sind hinsichtlich ihrer Zusammensetzung die namentlich bei fehlerhafter Beschickung oder Ofenconstruction in Blei-, Kupfer-, Zinnöfen u. s. w. sich auf der Ofensohle ansetzenden Eisensauen (Bühnen, Wölfe, Bären, Härtlinge), mehr oder weniger gekohltes und danach härteres oder weicheres Eisen, in welchem sich andere Metalle (Ni, Co, Cu, Ag, Au. Pb, Zn, Mo, Wo u. s. w.) legirt oder an Schwefel, Antimon, Arsen, Silicium oder Phosphor gebunden ansammeln können. In Kongsberg[12]) erstrebt man bei der Rohsteinrostarbeit eine Sauenbildung. Bei einem grösseren Schwefelgehalt lassen

---

1) Die nachfolgenden Citate befinden sich nicht in Kerl's Met. und werden ergänzend hinzugefügt. 2) B. u. h. Ztg. 1866, S. 340. 3) B. u. h. Ztg. 1861, S. 280. 4) B. u. h. Ztg. 1870, S. 52. 5) B. u. h. Ztg. 1862, S. 12. 6) Berggeist 1863, S. 247. B. u. h. Ztg. 1871, S. 291. Sublimationen der Zinkhalden in B. u. h. Ztg. 1861, S. 185. Berggeist 1861, S. 436. 7) B. u. h. Ztg. 1869, S. 107. 8) Percy's Metallurgy 1, 874. 9) B. u. h. Ztg. 1862, S. 98; 1869, S. 107. 10) B. u. h. Ztg. 1870, S. 52. 11) B. u. h. Ztg. 1866, S. 304; 1867, S. 224. Liebig's Jahresber. 1865, S. 291. 12) Berggeist 1872, S. 17.

sie sich leichter zerkleinern, sind aber oft sehr hart; zu ihrer Zerkleinerung hat man in dem Nitroglycerin ein ausgezeichnetes Mittel. Es sind die Sauen benutzt[1]): als Niederschlagsmittel bei der Bleiarbeit (Schemnitz), auf Kupfer durch Verblasen (Atvidaberg, Schmöllnitz), auf Kupferstein durch Verschmelzen der gerösteten zerkleinten Masse mit Schwefelkies, auch Schwefel oder Glaubersalz und Kohle im Flammofen) (Szaszka, Sibirien), auf Stahl oder Stabeisen[2]), auf Gold und Silber durch Auflösen in Säuren (in Fahlun mittelst wässriger schwefliger Säure).

Bestandtheile.

C. Flugstaub (Ofenrauch, Hüttenrauch, Fluggestübbe, Hüttennicht). Derselbe besteht, aus Blei-[3]), Silber-, Kupfer- und Zinnöfen erfolgt, im Wesentlichen aus Metalloxyden (Bleioxyd, Zinkoxyd, Eisenoxyd) und deren kohlensauren, schwefelsauren, arsensauren und antimonsauren Salz, gemengt mit Erzstaub, Aschenbestandtheilen, Thon, Kalk, Kohle u. A., zuweilen mit Selen[4]), Thallium[5]) und Indium.[6]) Der Rauch der Eisenhohöfen[7]) (Gichtsand, Gichtstrauch) ist reich an Kieselsäure (bei Zerlegung von Schwefel-, Fluor-, Chlor- oder Stickstoffsilicium durch Wasserdämpfe abgeschieden) und Alkalisalzen und enthält ausserdem Metalloxyde (Zinkoxyd, Bleioxyd, Eisenoxyd, Manganoxyd), Thon, alkalische Erden, Kohle u. A. Auch hat man im Gichtstaub einen Jodgehalt[8]) und Thallium gefunden. Während der Gichtrauch der Eisenhohofen selten (zuweilen auf Zink) noch weiter benutzt wird, findet der Rauch aus anderen Oefen mannichfache Verwendung, z. B. zur Gewinnung von Chlorzink, Selen und Thallium, als Zuschlag bei den Schmelzprocessen u. s. w.

Entstehung.

D. Rückstände. Dieselben, von der verschiedensten Zusammensetzung, erfolgen bei der Verarbeitung der Erze sowohl auf trocknem Wege (Zink- und Quecksilberdestillation, Arsengewinnung, Bleiflammofenprocess) als auch auf nassem (Amalgamationsprocesse, Extraction von Kupfer und edlen Metallen). Dieselben werden entweder abgesetzt (zumeist die Rückstände von der Erzamalgamation und der Zinkgewinnung) oder einer weiteren Behandlung auf mechanischem Wege (manche Rückstände von der Zinkdestillation, vom Kärnthner Bleiflammofenprocess) oder auf chemischem Wege unterworfen (Rückstände von der Amalgamation und Extraction von Kupferlechen und Schwarzkupfer).

Schlackenarten.

E. Schlacken.[9]) Die bei Hüttenprocessen als Abfälle erfolgenden Schlacken können ihren Bestandtheilen nach sein:

Oxydschlacken.

a) Oxydschlacken, in den verschiedensten Verhältnissen zusammengeschmolzene, bei oxydirenden Schmelzungen entstandene Oxyde mit beigemengten Silicaten, welche die Kieselsäure entweder aus dem Herdmaterial (Kupfergaar- und Verblasenschlacken) oder dem Rohmaterial durch Oxydation von Silicium genommen haben (sehr gaare Eisenfrischschlacken).

---

1) Kerl, Met. 1, 802. 2) B. u. h. Ztg. 1862, S. 264. 3) Aus spanischen Bleiöfen in B. u. h. Ztg. 1863, S. 91. 4) Wagn. Jahresber. 6, 177. 5) Dingl. 168, 438, 444. 6) B. u. h. Ztg. 1866, S. 380. 7) Neuere Analysen: B. u. h. Ztg. 1863, 439; 1865, S. 419; 1866, S. 239, 324; 1868 S. 284. Revue univers. 1862, p. 213. Kerpely's Fortschr. 2, 111; 5, 137. Preuss. Ztschr. 19, 74. Percy-Wedding's Eisenh. 2. Abth. S. 353. 8) B. u. h. Ztg. 1868, S. 314. 9) Kerl, Met. 1, 810. Percy Met. 1, 20. Rammelsberg, Met. 34, 115, 165.

Beispiele. Kupfergaarschlacken[1]) bestehen aus Ṗb, Ċu, Ṅi, Ċo, Ḟe, Ǟl, S̈i, u. s. w. und nähern sich zuweilen der Zusammensetzung

$$m\dot{R}_2\,\ddot{S}i + \ddot{A}l\,\ddot{S}i = m\dot{R}_2\,\ddot{S}i + \ddot{A}l_2\,\ddot{S}i_3 = mR_2\,SiO_4 + Al_2\,SiO_{12}$$

zuweilen mit Einschlüssen (Kupferkrystalle, Kupferoxydul, arsenige Säure, arsensaures Nickeloxyd und Kupferoxydul). — Kupferverblasenschlacken[2]) enthalten hauptsächlich Ṗb, Ċu, Ṅi, Ǟs, ausserdem S̈i, Ǟl, Ċa, Fe, Ċo, Ṁn, Ż̈n, S̄̈b, S̄ nebst eingemengten Metalltheilen, ein Gemisch von Cu, Pb, Ni, Fe, As, Sb. — Gaare Eisenfrischschlacken[3]) sind $m\dot{F}e_3\,\ddot{S}i + n\dot{F}e_6\,\ddot{S}i = m\dot{F}e_2\,\ddot{S}i + n\dot{F}e_4\,\ddot{S}i = mFe_2\,SiO_4 + nFe_4\,SiO_6$, mit beigemengtem Ḟe F̈e.

Silicatschlacken. b) Silicatschlacken, den Sauerstoffsalzen angehörige Verbindungen der Kieselsäure mit Basen, hauptsächlich Kalkerde, Magnesia und Thonerde, häufig Mangan- und Eisenoxydul, untergeordnet Alkalien, Baryterde, Zinkoxyd und den Metalloxyden, deren Metall durch den betreffenden Schmelzprocess ausgebracht werden soll, als: Bleioxyd, Kupferoxydul, Zinnoxyd u. s. w. Als Stellvertreter für Kieselsäure können vorkommen: geringe Mengen von Phosphor-, Schwefel-, Antimon-, Arsen-, Wolfram-, Chrom-, Vanadin-, Titan- und Molybdänsäure, und ausserdem finden sich in Schlacken in Folge unvollkommner Absonderung Körner des auszubringenden Metalles, von Stein und Speise, sowie mit den Silicaten zusammengeschmolzene Fluor-, Phosphor- und Schwefelverbindungen.

Schwefel in den Schlacken. Ein Schwefelgehalt der Schlacken, beim Uebergiessen mit Wasser oder bei Behandlung mit Säuren als Schwefelwasserstoff sich entwickelnd, ist bald erwünscht, wenn der Schwefel das Hauptproduct verunreinigen würde (Schwefelcalcium, Schwefelbarium, Schwefelmangan in Eisenhohofenschlacken), bald unerwünscht, wenn der Schwefel andere nutzbare Metalle in die Schlacke zieht (z. B. Schwefeleisen und Zinkblende einen Kupfer- und Silbergehalt bei Blei-, Kupfer- und Silberhüttenprocessen) oder zur Bildung von zwischen Stein und Schlacke stehenden Producten (Skumnas[4]) Veranlassung giebt, welche wegen unvollständiger Separation Metallverluste herbeiführen (Zinkblende, Schwerspath). Nach den Untersuchungen von Mrázek[5]) dürften solche auch mit bewaffnetem Auge nicht wahrzunehmende und mit beigemengten Steintheilchen nicht zu verwechselnde Schwefelmetalle nicht in chemischer Verbindung, als Sulfosilicate, wie Le Play[6]) meint, oder als Oxysulfurete in den Schlacken zurückgehalten werden, sondern durch mechanische Molekularwirkung, durch Adhäsion, ähnlich wie Kupferoxydul von Kupfer. Namentlich geht Zinkblende als solche gern in die Schlacke und scheint dieselbe die Auslöslichkeit des Einfachschwefeleisens, nicht die des Halbschwefeleisens, in der Schlacke zu begünstigen. Nach Percy[7]) rührt der Schwefelgehalt in Kupferschlacken wahrscheinlich nur von eingemengtem Stein her.

Wichtigkeit der Kenntnisse über Schlackenbildung. Die Kenntniss von dem Verhalten der Silicatschlacken (Zusammensetzung, Schmelzbarkeit, Flüssigkeitsgrad, specifisches Gewicht, Structur, Färbung u. s. w.) ist für den Hüttenmann von grosser Wichtigkeit, weil bei jedem normalen Schmelzprocess Schlacken von bestimmten Eigenschaften erfolgen, bei deren Veränderung der Gang des Processes gestört wird. Die Erfahrungen über die relative Schmelzbarkeit der Silicate und ihrer in den Schlacken enthaltenen Sättigungsstufen lassen

---

1) Kerl, Met. 1, 810. Percy, Met. 1, 20. Rammelsberg, Met. 34, 115, 165. 2) Kerl, Met. 1, 857. 3) Ebend. 1, 866. 4) Kerl, Met. 1, 468, 744; 2, 169, 351, 419. 5) B. u. h. Ztg. 1864, S. 315. 6) Le Play, Waleser Kupferhüttenprocesse, deutsch v. Hartmann 1851, S. 101. Percy, Met. 1, 49. 7) Percy, Metallurgy 1, 344.

die Herstellung einer richtigen Beschickung zu, wenn man die Zusammensetzung von Erz, Zuschlag und Brennmaterialasche kennt.

Aluminatschlacken.

c) Aluminatschlacken. Nach der in der Mineralogie von Bonsdorf angenommenen Hypothese, dass analog zusammengesetzte Silikate und Aluminate, z. B. $\dot{R}\,\dot{S}i = R\,SiO_3$ und $\dot{R}_3\,\bar{A}l_2 = R_3\,Al_2\,O_9$ in Augiten und Hornblenden, isomorph seien, hat man wohl, da Schlacken von Augitform vorkommen, die Thonerde als negativen Bestandtheil in letzteren betrachtet und nennt sie dann Aluminatschlacken. Da, wie aus dem Folgenden näher hervorgeht, ein Hauptmittel zur Charakterisirung der Schlacken das Verhältniss des Sauerstoffs der Kieselsäure zu dem der Basen ist, so erhält man verschiedene Resultate, je nachdem man die Thonerde als Säure oder als Base ansieht. Bei geringen Thonerdemengen ist Dieses von wenig Einfluss und bei grösseren berechnet man, da die Kenntnisse von den Eigenschaften der Aluminate noch sehr lückenhaft sind, die Thonerde für praktische Verhältnisse am besten als Base.

Manche Kohleneisensteine sind reich an Thonerde und richtet man dann deren Beschickung so ein, dass der Kieselsäuregehalt den der Thonerde (20—30 Proc. höchstens) bedeutend überragt. [1])

Constitution der Silicatschlacken.

Nach den Untersuchungen von Berthier[2]), Bredberg[2]), Hausmann[2]), Winkler[2]), Mitscherlich[2]), Sefström[2]), Lindauer[2]), Starbäck[2]), Fournet[3]), Percy[4]), Rammelsberg[5]), Leonhardt[6]) u. A. bestehen die Schlacken entweder aus einfachen Silicaten, chemischen Verbindungen der Kieselsäure mit nur Monoxyden (Kalk, Magnesia, Eisen- und Manganoxydul) als Basen, welche isomorph sind, oder aus Doppelsilicaten, Verbindungen von Monoxydsilicaten mit Sesquioxydsilicat, als welches nur das Thonerdesilicat auftritt. Krystallisirte Schlacken sind ohne Zweifel chemische Verbindungen, amorphe dann, wenn ihre Zusammensetzung dem Gesetze der Aequivalente entspricht oder zwischen dem Sauerstoff der Säure und der Basen ein bestimmtes und einfaches Verhältniss herrscht. Es dürfte jedoch nach Rammelsberg nicht ausgeschlossen sein, dass Schlacken, deren Zusammensetzung kein einfaches, sondern ein intermediäres Sauerstoffverhältniss ergiebt, chemische Verbindungen sein können, da natürliche Silicate vorkommen, welche bei complicirten stöchiometrischen Verhältnissen als wahre chemische Verbindungen anzusprechen sind, z. B. Labrador, in welchem das Sauerstoffverhältniss von Basen zur Säure wie $1 : 1^1/_2$ ist. Sonst können amorphe Schlacken Gemenge verschiedener Sättigungsstufen sein.

Sättigungsstufen der Kieselsäure.

Als Sättigungsstufen der Kieselsäure (Sauerstoffverhältniss zwischen Säure und Basen) hat man in Schlacken nachstehende für sich oder in Verbindung mit einander beobachtet, wobei $\dot{R}$ Monoxyde, $\bar{R}$ Thonerde bedeuten und die Bezeichnungsweise eine andere ist, je nachdem man die Kieselsäure $= \dot{S}i$ [7]) oder $\ddot{S}i$[8]) nimmt.

1) Kerl, Met. 1, 818. 2) Citate in Kerl Met. 1, 812. 3) Ann. Chim. Phys. 3 ser. 4, 370. 4) Percy-Knapp, Met. 1, 21. 5) Pogg. Ann. 74, 95; B. u. h. Ztg. 1848, S. 477. Rammelsberg, Handwörterbuch d. Mineralogie Suppl. 4. Hft. 1849, S. 47; Dess. Metallurgie S. 34, 115. 6) Hüttenerzeugnisse S. 67. 7) Scheerer in Ann. d. Chem. u. Pharm. 116, 157. Pogg. Ann. 118, 182. B. u. h. Ztg. 1863, S. 86. 8) Rammelsberg, Handb. der Mineralchemie 1867, S. 143.

Da die relativen Sauerstoffmengen der Basen und der Kieselsäure sich gleich bleiben, so ist für Berechnung von Beschickungen u. s. w. es einerlei, welche der obigen Formeln man für Kieselsäure wählt. Bei Durchführung der Rechnung nach beiderlei unten folgenden Formeln zeigt sich erst in der zweiten Decimale eine für die Praxis zu vernachlässigende Differenz, was darin seinen Grund hat, dass die Differenz 6.55 der beiden Atomgewichte für Kieselsäure $\ddot{S}i = 21.36$ u. $\dot{S}i = 14.81$ weder genau das Drittel der ersteren grösseren, noch genau die Hälfte der zweiten kleineren Zahl ist. [1])

Sauerstoffverhältn. Basis : Säure.	Chemische Bezeichnung.	Metallurg.-Bezeichnung.	Kieselsäure = $\ddot{S}i$ Dualistische Formeln nach den alten Aequivalentgewichten.	
1 : 3	Neutr. Silicat.	Trisilicat.	$\dot{R}\ddot{S}i$ oder $\bar{\dot{R}}\ddot{S}i_3$	
1 : 2	$^2/_3$ „	Bisilicat.	$\dot{R}_3\ddot{S}i_2$ „ $\bar{\dot{R}}\ddot{S}i_2$	
1 : $1^1/_2$	$^1/_2$ „	Sesquisilicat.	$\dot{R}_{2,}\ddot{S}i$ „ $\bar{\dot{R}}_2\ddot{S}i_3$	
1 : 1	$^1/_3$ „	Singulosilicat.	$\dot{R}_3\ddot{S}i$ „ $\bar{\dot{R}}\ddot{S}i$	
2 : 1	$^1/_6$ „	Subsilicat.	$\dot{R}_6\ddot{S}i$ „ $\bar{\dot{R}}_2\ddot{S}i$	

Sauerstoffverhältn. Basis : Säure.	Chemische Bezeichnung.	Metallurg. Bezeichnung.	Kieselsäure = $\ddot{S}i$ Dualistische Formeln.	Molekulare Formeln nach den neuen Atomgewichten.[2])
1 : 3	$1^1/_2$fachSilicat	Trisilicat.	$\dot{R}_2\ddot{S}i_3$ oder $\bar{\dot{R}}_2\ddot{S}i_9$	$R_2Si_3O_8$ oder $\bar{R}_2Si_9O_{24}$
1 : 2	1 „ „	Bisilicat.	$\dot{R}\ddot{S}i$ „ $\bar{\dot{R}}\ddot{S}i_3$	$RSiO_3$ „ $\bar{R}Si_3O_9$
1 : $1^1/_2$	$^3/_4$ „ „	Sesquisilicat.	$\dot{R}_4\ddot{S}i_3$ „ $\bar{\dot{R}}_4\ddot{S}i_9$	$R_4Si_3O_{10}$ „ $\bar{R}_4Si_9O_{30}$
1 : 1	$^1/_2$ „ „	Singulosilicat.	$\dot{R}_2\ddot{S}i$ „ $\bar{\dot{R}}_2\ddot{S}i_3$	R_2SiO_4 „ $\bar{R}_2Si_3O_{12}$
$1^1/_2$: 1	$^1/_3$ „ „	Subsilicat.	$\dot{R}_3\ddot{S}i$ „ $\bar{\dot{R}}\ddot{S}i$	R_3SiO_5 „ $\bar{R}SiO_5$

Während bei Schlacken die Silicirungsstufe über Trisilicat wegen zu grosser Strengflüssigkeit nicht hinaufgeht (Quadrisilicat ist z. B. manches Fensterglas), und überall noch nicht feststeht, ob Trisilicate ihren hohen Kieselsäuregehalt nicht immer ausgeschiedenem Quarze verdanken (nach Rammelsberg sind Trisilicate vielleicht Verbindungen von Quadri- und Bisilicaten), so können Subsilicate von verschiedener Sättigungsstufe vorkommen (Schlacken vom Frischen, Puddeln und Schweissen des Eisens u. s. w.), insofern man letztere überall nicht als zusammengeschmolzene Gemenge von Singulosilicatschlacke mit variabeln Mengen schmelzbarer

1) Oest. Ztschr. 1870, No. 2; 1871, No. 32. 2) R bedeutet zweiwerthige Elemente (Ca, Mg, Ba, Fe, Mn, Co, Ni, Cu, Pb, Zn), sechswerthige (Al); für einwerthige (K, Na, Ag) ist R zu verdoppeln. (Typische Formeln in Ztschr. d. Ver. deutsch. Ing. 14, 225. B. u. h. Ztg. 1870, S. 191.)

Metalloxyde (Eisenoxyduloxyd, Kupferoxydul, Bleioxyd u. s. w.) ansehen will, wo sie dann in Oxydschlacken übergehen. Ueberschüssige unschmelzbare Basen, z. B. Kalk, vertheilen sich nicht gleichmässig in der Schlacke, desgleichen nicht ein Ueberschuss von Kieselsäure, welcher in mehr oder weniger grossen Quarzbröckchen sich in der Schlacke ausscheidet (manche Kupferflammofenschlacken, Schlacken von kieselreichen Eisenerzen).

Die durch die chemische Analyse einer Schlacke gefundene Kieselsäuremenge lässt sich entweder

a) so auf die isomorphen Monoxyde und die Thonerde vertheilen, dass beide auf derselben Sättigungsstufe stehen. Gleichmässige Sättigungsstufen.

Singulosilicate als Fayalith- oder Olivinschlacke $\dot{R}_2\,\check{S}i = R_2\,SiO_4$ (Schlacke vom Frischen, Puddeln und Feinen des Roheisens, vom Frischen, Puddeln und Schweissen des Stahls, vom Schweissen des Stabeisens, vom Verschmelzen eisenreicher Kupfer- und Bleierze, sowie vom Schwarzkupferschmelzen u. A.); als Humboldtilithschlacke, $6\,\dot{R}_2\,\check{S}i + \ddot{R}i_2\,\check{S}i_3 = R_{12}\,Si_5\,O_{24} + R_2\,Si_3\,O_{12}$ (manche Eisenhohofenschlacken). Bisilicate als Augitschlacken, $\dot{R}\check{S}i = R\,Si\,O_3$ (krystallisirte Hohofenschlacken, Schlacke vom Roheisenfeinen, $\dot{F}e_2\,\check{S}i = R_2\,Si\,O_4$ und Kupfererzschmelzen).

b) oder die gefundene Kieselsäure reicht zur gleichmässigen Sättigung beider Glieder nicht hin, wo dann Verbindungen der verschiedenen Sättigungsstufen, z. B. von Singulo- und Bisilicaten (Freiberger Bleischlacken, Oberharzer Bleisteinschlacken, manche Cokes-Eisenhohofenschlacken), von Bi- und Trisilicaten (Holzkohlen-Eisenhohofenschlacken), von Singulo-, Bi- und Trisilicaten (Oberharzer Schliegschlacken) entstehen. Solche Verbindungen sind meist wohl Gemenge der einzelnen Silicirungsstufen, doch scheinen nach Rammelsberg[1]) auch Verbindungen von Singulo- und Bisilicaten unter den krystallisirten Hüttenproducten vorzukommen. Behuf Aufstellung einer Formel für solche Schlacken vertheilt man die Kieselsäure möglichst so, dass die Monoxyde keine höhere Sättigungsstufe bilden, als Sesquioxyde. Ungleichmässige Sättigungsstufen.

Den Hüttenmann interessiren besonders nachstehende Eigenschaften der Silicate und der Schlacken. Eigenschaften der Schlacken

1. Schmelzbarkeit.

Dieselbe hängt von der Natur der Basen und dem Sättigungsgrade ab und zwar lassen sich in Bezug hierauf nachstehende Grundsätze aufstellen:

a) die Erden (Thonerde, Kalkerde, Magnesia u. s. w.) und auch Kieselsäure sind in den gewöhnlichen metallurgischen Feuern nahezu unschmelzbar, sowie auch die aus Kieselsäure und einer Erde (Kalkerde, Thonerde, Magnesia) bestehenden Silicate für die Schlackenbildung zu strengflüssig sind, wohl aber, sowie auch theilweise erstere ein feuerfestes Ofenbaumaterial geben (Quarz, Thon, Serpentin). Erden und einfache Silicate.

Nach Plattner sind Thonerdesilicate am strengflüssigsten und erweichen erst bei etwa 2400° C.; mit dem Thonerdegehalte nimmt die Feuerbeständigkeit[2]) zu; Schmelztemperaturen.

1) Rammelberg's Metallurgie S. 130. 2) Dingl. 170, 43; 196, 438.

dann folgen die Talkerdesilicate bei 2200—2250° C., Baryterdesilicate bei 2100—2200° C., Kalkerdesilicate bei 2100—2150° C. (das Singulosilicat ist am strengflüssigsten, dann folgen Bi- und Trisilicat), Eisen- und Manganoxydulsilicate bei 1789—1832° C. (Das Eisenoxydul-Bisilicat ist minder schmelzbar als das Singulosilicat, das Manganoxydul-Trisilicat ist strengflüssiger, als das leichtflüssige Bisilicat). Kupferoxydulsilicate sind strengschmelzender, Bleioxydsilicate leichtschmelziger (bei 1107° C.) und am leichtschmelzigsten die Silicate der Alkalien. Unschmelzbar sind die Silicate des Zink-, Eisen- und Zinnoxydes. Nach Schinz[1]) liegen die von Plattner gefundenen Schmelztemperaturen zu hoch und betragen z. B. für Eisenoxydul- und Manganoxydulsilicate nur 1000—1156°. Nach Bischof[2]) schmilzt in der Gusseisenschmelzhitze Eisenoxydul-Singulosilicat, weniger vollständig Bisilicat; in Gussstahlschmelzhitze der Reihe nach Kalkbi- und Singulosilicat, merklich strengflüssiger ist das Trisilicat und noch mehr das Eisenoxydultrisilicat; in gesteigerter Gussstahlschmelzhitze schmelzen Singulo- und Bisilicate von Magnesia, dann das Singulosilicat von Thonerde, merklich strengflüssiger sind Magnesiatri-, Thonerdebi- und Thonerdetrisilicat; Eisenspath schmilzt für sich leichter, als Eisentrisilicat. — Während nach Plattner, v. Mayrhofer[3]) Bischof (c. l.) u. A. die Temperatur, welche zur Schmelzung der Silicate aus ihren Bestandtheilen erforderlich ist, weit höher liegt, als die Temperatur, bei welcher die bereits gebildeten Silicate wieder zum Fluss kommen, so bedarf dieses nach Schinz und Percy noch der Bestätigung. Dass beim Zusammenschmelzen der Ingredienzien zu einem Silicate wegen minderer Wärmeleitungsfähigkeit mehr Zeit erforderlich ist, als zum Umschmelzen eines bereits gebildeten, ist selbstverständlich, aber daraus folgt noch nicht, dass sie nicht bei gleicher Temperatur in Fluss kommen.

Erzeugungs- und Umschmelztemperatur.

b) Die unschmelzbaren oder sehr strengflüssigen Silicate aus Kieselsäure und einer erdigen Base werden durch Zusatz eines schmelzbareren Silicates leichtschmelziger und zwar zuweilen in höherem Grade, als jedes der einzelnen für sich. Je mehr verschiedene Basen vorhanden, um so leichtflüssiger die Schlacke. Von diesen Doppelsilicaten sind diejenigen mit nur Monoxyden meist schwerschmelziger, also solche, welche neben Monoxydsilicaten Thonerdesilicat enthalten.

Die Angaben über die Grade der Schmelzbarkeit stehen zum Theil nicht mit einander im Einklang. Die von Plattner ermittelten Schmelztemperaturen sind oben angegeben. Am kräftigsten wirken als Flussmittel die Alkalisilicate, dann die Eisenoxydul- und Manganoxydulsilicate.

Nach Richters[4]) wird das Thonerdebisilicat in seiner Strengflüssigkeit am meisten beeinträchtigt durch Magnesia, dann folgen Kalk, Eisenoxydul und zuletzt Kali und zwar sind in ihrem Einflusse auf die Schmelzbarkeit der kieselsauren Thonerde 20 Thle. Magnesia gleichwerthig 28 Thln. Kalkerde, 40 Thln. Eisenoxyd und 47.1 Thln. Kali. Nach Bischof[5]) erzeugt mit kieselsaurer Thonerde Kalkerde früher einen glasigen Bruch als Kali, und Magnesia steht zwischen beiden in der Mitte. Eisenoxyd verhält sich in der Temperatur unter Platinschmelzhitze indifferent.

Kalk-Thonerde-Bisilicat als Grundlage der Schlacken.

c) Als Grundlage für die Schlackenbildung dienen die Kalk-Thonerde-Silicate, von welchen nach Bodemann ein aus 56 Kieselsäure, 30 Kalkerde und 14 Thonerde bestehendes Bisilicat von der Zusammensetzung

$$4\dot{C}a_3\,\breve{S}i_2 + 3\ddot{A}l\,\breve{S}i_2 = 4\,\dot{C}a\,\breve{S}i + \ddot{A}l\,\breve{S}i_3 = 4CaSiO_3 + AlSi_3O_9$$

am leichtschmelzigsten ist. Aus einem solchen Silicat bestehen nahezu die Eisenhohofenschlacken vom halbirten Ofengang bei Holzkohlen, nach Plattner bei etwa 1430° schmelzend.

---

1) B. u. h. Ztg. 1867, S. 88. 2) B. u. h. Ztg. 1862, S. 440. 3) Oest. Ztschr. 1861, S. 53, 60. 4) Dingl. 191, 59. 5) Dingl. 196, 438.

Das einfache Bisilicat, $Ca_3 \dot{S}i_2 + \bar{A}l \dot{S}i_2 = 3\,\dot{C}a\,\dot{S}i + \bar{A}l \dot{S}i_3 = 3\,Ca\,SiO_3 + Al\,Si_3O_9$ enthält 57.23 Kieselsäure, 26.53 Kalkerde und 16.24 Thonerde, das Singulosilicat[2]) $\dot{C}a_3 \dot{S}i + \bar{A}l \dot{S}i = 3\,\dot{C}a_2 \dot{S}i + \bar{A}l_2 \dot{S}i_3 = 3Ca_2\,SiO_4 + Al_2\,Si_3\,O_{12}$ enthält 40.09 Kieselsäure, 37.17 Kalkerde und 22.74 Thonerde.

Beförderung der Strengschmelzigkeit.

α) Bedarf's einer strengflüssigeren Schlacke als des Bisilicates, z. B. meist beim Cokeshohofenbetrieb, so braucht das obige Erdenverhältniss nur geändert zu werden, indem sowohl Singulo-, als Trisilicat des Kalk-Thonerde-Silicates strengflüssiger sind, als das Bisilicat.

Wollte man die Strengflüssigkeit durch Steigerung des Kieselsäuregehaltes herbeiführen, so würde man beim Eisenhohofenbetrieb zur leichtern Verschlackung des Eisenoxyduls und zur vermehrten Reduction von in das Eisen gehendem Silicium Veranlassung geben, weshalb man selten den Trisilicaten sich nähernde Schlacken mit bis einige 60 Proc., selbst 70 Proc. Kieselsäure erzeugt, z. B. bei sehr kieseligen Erzen (sandreiche Raseneisensteine, Sphärosiderit aus dem Karpathensandstein von Trzinitz, Sanderze aus dem Kupferschieferflötz). Cokesaschen sind meist Bisilicate, zuweilen mit etwas Trisilicat.

Durch Vermehrung des Thonerdegehaltes Strengflüssigkeit herbeizuführen, vermeidet man auch meist, weil über eine gewisse Grenze hinaus (gewöhnlich über 15 Proc.) schon geringe Mengen davon die Strengflüssigkeit zu sehr erhöhen und noch wenig gekannte Aluminatschlacken mit bis 30 Proc. Thonerde entstehen. Es ist zu berücksichtigen, dass mit einem Thonerdezuschlag (da Thonerde als Bauxit selten vorkommt) immer gleichzeitig ein Kieselsäurezuschlag (Thon, Thonschiefer, Schieferthon) gegeben wird.

Fast stets wendet man zur Steigerung der Strengflüssigkeit eine vermehrte Kalkerdemenge an, welche in der höhern Temperatur zur Abscheidung von Schwefel in der Schlacke beitragen und diesen, sowie einen zu grossen Siliciumgehalt vom Roheisen fern halten soll. Da Cokes mehr oder weniger Schwefel enthalten, so erklärt sich daraus der höhere Kalkzuschlag, als bei Holzkohlen; jedoch können die Cokesofenschlacken den Holzkohlenofenschlacken sich in ihrer Zusammensetzung um so mehr nähern, je schwefelärmer die Cokes sind. Um bei zu erzielenden hohen Graden der Strengflüssigkeit nicht zu viel Kalk anwenden und zu viel Schlacke erzeugen zu müssen, kann man einen Theil Kalk durch Magnesia (bis etwa 25 Proc.) in Gestalt von Dolomit oder Magnesit ersetzen. Sind Erze an und für sich zu reich an Magnesia, um eine hinreichend leichtflüssige Schlacke zu geben, so sucht man den Magnesiagehalt durch Kalkzuschläge herabzudrücken oder grössere Leichtflüssigkeit durch Eisen- und Manganoxydul enthaltende Zuschläge herbeizuführen. Geringe Mengen von Magnesia befördern die Schmelzbarkeit (S. 260). Durch Vermehrung des Kalkgehaltes gehen die Cokeshohofenschlacken in Gemenge von Bi- und Singulosilicaten über, selten entstehen wegen zu grosser Strengflüssigkeit Subsilicate (z. B. bei sehr schwefelreichen Erzen oder Brennmaterialien), welche wenig Zusammenhang haben und an der Luft leicht zerfallen. Ein Zuschlag von Kalk kann verschieden wirken, je nachdem derselbe rein ist (Marmor, Kreide, Kalktuff), oder mehr oder weniger Magnesia (Dolomit), Manganoxydul (Braunspath) oder Thon (Kalkstein- und Dolomitmergel) enthält.

Beispiele für Kalk-Thonerde-Schlacken von verschiedenem Silicirungsgrad.

	a	b	c	d	e	f	g	h	i	k	l
Kieselsäure .	63.33	59.65	57.43	54.70	55.25	48.38	34.26	36.37	28.32	32.22	18.8
Thonerde . .	11.66	5.54	7.83	1.54	5.71	18.17	15.60	15.36	24.24	27.81	12.3
Kalkerde . .	22.60	27.79	23.40	23.56	27.60	19.50	39.48	38.09	40.12	17.35	56.3
Magnesia . .	1.30	1.09	0.87	15.37	7.01	3.02	2.56	5.51	2.79	5.57	0.5
Manganoxydul	0.52	0.99	—	1.66	3.16	—	3.52	1.85	0.07	2.67	—
Eisenoxydul .	0.76	2.64	7.47	0.08	1.27	5.89	1.00		0.07	—	0.7
Kupferoxydul	—	—	0.30	—	—	0.23	—	—	—	—	—
Zinkoxyd . .	—	—	—	—	—	3.57	—	Ċa =	3.38	—	—
Alkalien . .	—	—	—	3.09	—	—	2.04	2.32	0.64	14.35	—
Fluor . . .	—	—	1.97	—	—	0.99	—	Ċa S =	0.26	—	—
Schwefel . .	—	—	—	—	—	—	1.08	2.00	—	—	1.15
Sauerstoffverh. Basen zu Kiesels.	1 : 2.8	1 : 2.7	1 : 2.5	1 : 2	1 : 2	1 : 1.5	1 : 0.9	1 : 0.9	1 : 0.6	1 : 0.7	1 : 0.7

a—c. Trisilicate oder Verbindungen von Bi- und Trisilicaten. a Holzkohlen-Hohofenschlacke von Trzinitz. b Holzkohlen-Hohofenschlacke von Ilsenburg. c Vom Sanderzschmelzen zu Sangerhausen.

d—f. Bisilicate oder Gemenge von Bi- und Singulosilicaten. d. Holzkohlen-Hohofenschlacke von Gammelbo in Westmanland (Augitschlacke). e. Schlacke von Olsberg in Westphalen (Augitschlacke). f. Mansfelder Kupferschieferschlacke. Nach Plattner schmolz eine Holzkohlenofenschlacke bei einem Sauerstoffverh. von Basen zur Säure wie 1 : 1,5 bei 1430° C.

g—h. Singulosilicatschlacken. g. Cokesofenschlacke von Hörde (Humboldilithschlacke). h. Desgl. von Henrichshütte bei Hattingen.

i—l. Subsilicatschlacken. i. Von Daves Hohofen bei Oldbury (Gehlenitschlacke). k. Gehlenitschlacke von Holzhausen in Hessen. l. Cokeshohofenschlacke von Königshütte, beim Erkalten zerfallend. Die Schlacken der Eisenhohöfen enthalten am häufigsten 30—60 Proc. Kieselsäure, 1—28 Proc. Thonerde und 20—56 Proc. Kalkerde. Zeigen sich Schlacken kalkarm, so sind an Stelle des Kalks Magnesia und Manganoxydul getreten. Thonerde verschwindet zuweilen vollständig, Eisenoxydul tritt bei guten Schlacken bis zu höchstens einigen Procenten auf, kann aber in rohen Schlacken bis 20 Proc. und mehr betragen.

Beförderung der Leichtschmelzigkeit.

Ist die Kalk-Thonerde-Bisilicatschlacke zu strengflüssig (z. B. beim Verschmelzen der Blei-, Kupfer- und Silbererze, der Leche, des Eisensteins auf Spiegeleisen u. s. w.), so erzielt man leichtere Schmelzbarkeit durch theilweise Ersetzung der Kalkerde und Thonerde, ohne dass sich zuweilen der Sättigungszustand der Kieselsäure ändert, durch Eisen- oder Manganoxydul enthaltende Substanzen, selten durch theurere wegen Flüchtigkeit in den Herd einzubringende Alkalien, welche aber aus mancher Brennstoffasche aufgenommen werden.

Entweder enthalten die Erze schon einen hinreichenden Gehalt an oxydirtem Mangan (Spatheisensteine, manganhaltige Braun- und Rotheisensteine) und Eisen (eisenspäthige und geröstete schwefelkieshaltige Blei- und Kupfererze), oder es müssen Zuschläge davon (Braunstein, manganreiche Eisensteine, Eisenfrischschlacken, geröstete Schwefelkiese, Rohsteine und Bleisteine, basische eisenreiche Schlacken u. s. w.) gegeben werden.

Beispiele für metalloxydhaltige Schlacken.

	a	b	c	d	e	f	g	h	i	k	l
Kieselsäure . .	58.10	43.13	45.53	39.79	41.08	37.90	28.14	27.05	31.47	21.62	27.66
Thonerde . .	3.70	4.76	4.22	2.48	10.88	—	5.78	6.85	—	5.15	6.00
Eisenoxydul .	21.27	37.72	45.61	46.44	1.69	49.23	37.23	41.21	44.34	65.62	50.30
Manganoxydul	0.80	0.30	—	—	20.57	—	—	—	9.13	—	Spr.
Eisenoxyd . .	—	—	—	—	—	—	—	—	7.72	—	—
Kalkerde . .	11.03	5.77	—	2.12	23.76	9.07	7.68	8.84	4.02	2.57	7.72
Magnesia. . .	1.15	0.78	3.50	—	0.58	1.47	0.63	0.90	3.58	—	1.90
Bleioxyd . . .	2.06	6.32	—	9.17	—	—	7.35	5.90	—	—	2.13
Baryterde . .	1.09	—	—	—	—	—	3.50	—	—	—	—
Zinkoxyd. . .	—	—	—	—	—	—	7.60	8.62	—	—	3.5
Kupferoxydul .	—	—	—	—	—	1.59	0.50	1.00	—	2.26	Spr.
Schwefel . . .	—	—	—	—	—	—	2.47	3.53	—	2.08	2.23
Sauerstoffverh. von Basen zu Säure . . .	1 : 2.9	1 : 1.7	1 : 1.8	1 : 1.6	1 : 1.3	1 : 1.5	1 : 0.9	1 : 0.9	1 : 1	1 : 0.7	1 : 0.8

a. Trisilicate. a. Oberharzer Bleischlacke vom Rastofenschmelzen.

b—f. Bisilicate und Verbindungen von Bi- und Singulosilicaten. b. Oberharzer Bleiglanzschliegschlacke. c. Fahluner Kupfererzschlacke. d. Oberharzer Bleisteinschlacke. e. Mägdesprunger Hohofenschlacke von weissem Eisen. f. Mansfelder Schwarzkupferschlacke.

g—i. Singulosilicate. g. Bleierzschlacke von Halsbrücker Hütte. h. Desgl. von Muldner Hütte, schmelzbar bei 1317° nach Plattner. i. Rohschlacke vom Eisenfrischen (Olivinschlacke).

k—l. Subsilicate. k. Okersche Kupfererzschlacke. l. Okersche Bleierzschlacke.

Zu leicht- und zu strengflüssige Schlacken.

Wie bereits bemerkt, entspricht jedem Schmelzprocess eine normale Schlacke von gewissem Grade der Schmelzbarkeit und muss letzterer namentlich bei Reductionsprocessen so gewählt werden, dass die Reduction vollendet ist, bevor die Schlackenbildung eintritt, und je leichter reducirbar ein Metalloxyd ist, um so leichtschmelziger muss auch die Schlacke sein. Bei zu leichtflüssiger Schlacke wird zwar an Brennmaterial gespart, aber ein Theil des Metalloxydes noch vor beendigter Reduction von der Schlacke aufgenommen, was auch bei zu niedrigen Oefen eintreten kann.

Eine zu strengflüssige Schlacke, in Folge unrichtiger Beschickung oder Mangels an Brennstoff, also hinreichender Temperatur entstanden, veranlasst nicht nur unnützen Brennstoffaufwand, sondern hält am Absetzen behinderte Metall-, Stein- und Speisetheile zurück und nimmt auch, um leichtflüssiger zu werden, häufig von dem Metalloxyd auf, welches reducirt werden soll. Letzteres kann dann in unerwünschter Weise zerlegend auf das Hauptproduct wirken (rohe Eisenhohofenschlacke auf Roheisen). Bei mangelhafter Beschickung oder nicht passender Schmelztemperatur können gewisse Bestandtheile, statt verschlackt zu werden, sich ausscheiden und mehr oder weniger störend wirken (Eisensauen bei Kupfer- und Bleihüttenprocessen, Quarz in den Schlacken vom Kupfererzschmelzen in Flammöfen und von sandreichen Raseneisensteinen).

Beschickungs-Berechnungen.

Statt des früher üblichen langwierigen und von viel Misserfolgen begleiteten Aufsuchens der richtigen Beschickung für einen Schmelz-

process durch Ausprobiren lässt sich dieselbe aus der durch Analysen gefundenen Zusammensetzung der Erze, Zuschläge und Brennmateriale, sowie aus der bekannten Zusammensetzung der zu erzielenden Schlacke (Tri-, Bi-, Singulosilicat u. s. w.) hinreichend genau im Voraus berechnen, um der Schmelzbarkeit in gewissen Grenzen sicher zu sein. Die feineren Modificationen, welche dann noch die Qualität der Schmelzmaterialien und des zu erzeugenden Productes, die Reducirbarkeit der Erze u. s. w. etwa erfordern, sind dann nach begonnenem Betriebe meist leicht zu veranlassen.

Beispiele. Entwerfung einer Freiberger Roharbeitbeschickung in Lampadius' Fortschr. d. Hüttenkunde 1839, S. 12. — Markus, Joachimsthaler Beschickung in Oest. Ztschr. 1857, No. 1. B. u. h. Ztg. 1857, S. 53. — Schmidt, stöchiometrische Berechnung der Vormasse in Oest. Ztschr. 1857, No. 20. — Lindauer in B. u. h. Ztg. 1855, S. 109. Dessen Hüttenchemie 1861, S. 295. — Eisenhohofenbeschickungen: Westphälische Kohleneisensteine in B. u. h. Ztg. 1857, S. 335; 1858, S. 231. Harzer Roth- und Brauneisensteine in B. u. h. Ztg. 1862, S. 77; Erze der Heinrichshütte bei Lobenstein in B. u. h. Ztg. 1857, S. 335. Für verschiedene Erze beim Holz- u. Cokeshohofenbetrieb in Leoben. Jahrb. 1861, Bd. 10, S. 317, 362. Böhmen u. Mähren in Leoben. Jahrb. 17, 277; 18, 179; Oest. Ztschr. 1867, No. 31—35. Banater Erze in B. u. h. Ztg. 1865, S. 243. — Balling hat in der Oest. Ztschr. f. Berg- u. Hüttenwesen 1870, S. 15 u. 118 (auch B. u. h. Ztg. 1870, S. 59) eine schnelle Methode zur Ermittlung der Eisensteinsbeschickungen, sowie in No. 32 der Oest. Ztg. v. J. 1871 Mittheilungen über eine graphische Auflösung von Möllerungsaufgaben gemacht, wobei alle Rechnung erspart wird, sowie Mrázek im Leoben. Jahrb. Bd. 18. v. J. 1867/68 und Bd. 19. v. J. 1868/69 über stöchiometrische Entwürfe von Eisenhohofenbeschickungen und Hilfstabellen für dieselben.

2. Flüssigkeitsgrad und Erstarrbarkeit.

Wichtigkeit dieses Verhaltens. Dieses für die Praxis äusserst wichtige Verhalten lässt auf den Silicirungsgrad und die weitere Verwendbarkeit der Schlacken schliessen.

Unterscheidung von Schmelzbarkeit und Flüssigkeitsgrad. Die Art des Fliessens einer Schlacke (zäher und dünner Fluss) steht nicht immer mit deren Schmelzbarkeit in directem Verhältniss. So zeigen die sehr strengschmelzigen kalkreichen Cokeshohofenschlacken und die leichtschmelzigen Eisenfrischschlacken beide einen dünnen Fluss und leichte Erstarrbarkeit. Zähflüssige Schlacken (Tri- und Bisilicate) nennt der Hüttenmann saiger, dünnflüssige (Singulo- und Subsilicate) frisch. Während sich die sauereren zähflüssigen und langsam erstarrenden Schlacken zur Schlackensteinfabrikation eignen, passen die basischen dünnflüssigen, rasch erstarrenden und zerspringenden nicht dazu.

Erfahrungen. Folgende Erfahrungen über die Art des Flusses der Schlacken und damit in Verbindung ihre Erstarrbarkeit liegen vor:

Trisilicate. a) Trisilicatschlacken sind sehr saiger, fliessen zähe wie Glas, lassen sich zu langen Fäden ziehen, erstarren sehr langsam, haben nach dem Erstarren ein glasiges Ansehen und muschligen Bruch, sind durchsichtig oder emailartig bei verschiedener Färbung und hart, werden von Säuren nicht aufgeschlossen. Solche strengflüssige reine Trisilicatschlacken, welche zuweilen durch eingeschlossenen Quarz auf diese Silicirungsstufe gebracht werden dürften, erzeugt man aus angegebenen Gründen (S. 263) selten, doch nähern sich ihnen in ihren Eigenschaften mehr oder weniger die zwischen Tri- und Bisilicaten liegenden Schlacken.

Beispiele.

Mansfelder Sanderzschlacken, Schlacken von Raseneisensteinen, welche bei hohem Kieselsäuregehalt Quarz zuweilen mechanisch beigemengt enthalten, von Sphärosideriten aus den Karpathensandsteinen, Oberharzer Rastofenschlacken (Analyse S. 263), nach Plattner $15(\dot{F}e, \dot{C}a, \dot{M}g, \dot{B}a, \dot{P}b, \dot{M}n)\,\ddot{S}i + \bar{A}l\,\ddot{S}i_2$.

Bisilicate.

b) Bisilicatschlacken und denselben sich nähernde Verbindungen von Bi- und Singulosilicatschlacken fliessen noch zähe und träge, obgleich weniger, als die vorhergehenden, sind noch fadenspinnend, erstarren langsam und zerspringen nicht beim Erkalten. Sie sind meist noch glasig und durchscheinend und werden von Säuren unvollständig zersetzt.

Derartige Schlacken sucht man häufig bei Schmelzprocessen zu erzeugen, weil sie, ohne zu strengflüssig zu sein (S. 263), weniger geneigt sind, das meist saure Ofenbaumaterial (Sandstein, Thon) zu corrodiren, wegen langsamen Erstarrens weniger Ansätze bilden und Zeit zum guten Absetzen der Metalle, Steine u. s. w. lassen, welches letztere noch durch das meist geringere specifische Gewicht erdenreicher Bisilicatschlacken begünstigt wird. Wo Gefahr vorhanden ist, dass Metalloxyde (Bleioxyd, Kupferoxydul, Eisenoxydul) von der vorwaltenden Kieselsäure verschlackt werden können, sind basischere Schlacken für den Schmelzprocess zu wählen (Röstreductionsarbeit für Bleierze, Kupferstein- und Schwarzkupferschmelzen u. s. w.).

Beispiele.

Oberharzer Bleierz- (S. 263) und Kupferkiesschlacken, erstere nach Plattner $[m(\dot{C}a, \dot{M}g, \dot{P}b)\,\ddot{S}i + n\dot{F}e_2\,\ddot{S}i_2] + \bar{A}l\,\ddot{S}i$, Fahluner Kupfererzschlacken (S. 263), Freiberger Rohschlacken nach Plattner $[m\dot{R}_2\,\ddot{S}i_2 + nR_2\,\ddot{S}i] + \bar{A}l\,\ddot{S}i$ oder $m\dot{R}_2\,\ddot{S}i_2 + \bar{A}l\,\ddot{S}i$, sich bildend bei 1710—1730° C. und schmelzend bei 1330—1360°, sächsische Zinnerzschlacken nach Plattner $[m(\dot{F}e, \dot{C}a, \dot{K}, \dot{N}a)_2\,\ddot{S}i_2 + n\dot{F}e_2\,\ddot{S}i] + \bar{A}l\,\ddot{S}i$ oder gemengt mit $(\dot{F}e, \dot{M}n)\,\ddot{W}$ und $\dot{F}e\,\ddot{S}n$, Eisenhohofenschlacken vom Holzkohlenbetriebe (bilden sich nach Plattner bei 1870—1880° und schmelzen bei 1390—1430°); Feineisenfeuerschlacken; Asche von Steinkohlen.

Singulosilicate.

c) Singulosilicatschlacken, sind frisch, fliessen dünn, ziehen keine Fäden, erstarren ohne teigartig zu werden schnell durch die ganze Masse, zerspringen beim Erkalten und werden von Säuren unter Abscheidung gelatinöser Kieselsäure meist völlig aufgeschlossen.

Dieselben greifen das saure Ofengemäuer, wenn dieses nicht hinreichend gekühlt wird, mehr an als die vorigen, sind wegen leichter Erstarrbarkeit bei Mangel an hinreichender Temperatur zur Ansatzbildung im Herde geneigter und schliessen leichter metallische Theile, Steinkörnchen u. s. w. ein, lassen bei zu hoher Temperatur Metalloxyde daraus reduciren (Eisensauenbildung, Zink) und geben deshalb leichter einen unreinen Schmelzgang und kürzere Campagnendauer. Auch lösen sie gern Einfachschwefelmetalle (Schwefeleisen, Schwefelzink, Schwefelcalcium) auf und können dann noch zu besonderen Metallverlusten führen (S. 256).

Modificationen.

Sonstige Eigenschaften solcher Schlacken variiren, je nachdem man hat:

α) Singulosilicate mit vorwaltenden Erden. Solche kalkreiche strengflüssige, fast nur beim Eisenhohofenbetrieb mit Cokes vorkommende Schlacken (Analyse S. 262) sind strengflüssiger als die Bisilicate (S. 261), aber bei hinreichend hoher Temperatur dünnflüssig, von erdigem oder steinigem Ansehen mit hellen Farben, häufig aufgebläht und löcherig und zuweilen von krystallinisch strahligem oder blättrigem Gefüge. Durch einen Gehalt an Manganoxydul, welcher meist erbsengelbe Färbung herbeiführt, lässt sich die Strengflüssigkeit mildern. Wegen geringen specifischen Gewichtes und grosser

Dünnflüssigkeit bei hinreichender Temperatur halten solche Cokeshohofenschlacken weniger leicht metallische Theile (Roheisen) zurück, als die saureren zähflüssigeren Holzkohlenhohofenschlacken, welche dann durch Pochen und Waschen noch von diesem Eisenrückhalt (Wascheisen) befreit werden.

β) Singulosilicate mit Erden und Metalloxyden. Dieselben sind leichtschmelziger als die vorhergehenden, haben gewöhnlich metallischen Glasglanz und gestatten bei höherem specifischen Gewichte keine so vollständige Absonderung der Metalle, Leche u. s. w. Sie blähen sich häufig auf, bleiben dann nach dem Erkalten aufgebläht und die Blasen bersten dabei zuweilen unter eigenthümlichem Knistern und Entlassen blauer Gasflämmchen.

Beispiele. Bleierzschlacke (S. 263), Bleisteinschlacke und Kupfersteinspurschlacke von den Freiberger Hütten, Bleischlacke von Sala in Schweden, Mansfelder Schwarzkupferschlacke (S. 263), Oberharzer Steinschlacke (S. 263) mit etwas Bisilicat, im Wesentlichen nach Plattner

$$\dot{m}\,(\dot{Fe}, \dot{Ca}, \dot{Mg}, \dot{Pb}, \dot{Mn})_2\,\ddot{Si} + \ddot{Al}\,\ddot{Si},$$

öfters mit mehr oder weniger $(\dot{Fe}, \dot{Ca}$ u. s. w.$)_2\,\ddot{Si}_2$.

γ) Singulosilicate mit vorwaltenden Metalloxyden. Diese sind noch leichtschmelziger als die vorhergehenden, fliessen dünn wie Wasser, zeigen bei brauner bis schwarzer Farbe metallischen Glanz und haben ein bedeutendes specifisches Gewicht, meist krystallinisch oder schön krystallisirt.

Beispiele. Rohschlacken vom Herdfrischen und Puddeln (S. 263), vom Feinen und Schweissen des Eisens, vom Stahlfrischen u. s. w., von der Gestalt und Zusammensetzung des Fayaliths oder Olivins, nach Plattner $\dot{Fe}_2\,\ddot{Si}$, auch $\dot{Fe}_2\,\ddot{Si}_2 + 2\,\dot{Fe}_2\,\ddot{Si}$, wenn das Roheisen reich an Silicium ist, und $6\,\dot{Fe}_2\,\ddot{Si} + \dot{Fe}\,\ddot{Fe}$ oder $\dot{Fe}_2\,(\ddot{Si}, \ddot{Fe})$, wenn ein Theil des Eisens als $\dot{Fe}\,\ddot{Fe}$ verschlackt und das Eisenoxyd als Stellvertreter von $\ddot{Si}$ betrachtet wird. Die in der Gestalt des Olivins krystallisirten braun gefärbten Schlacken nehmen sehr bald nach ihrer Bildung eine schwarze Farbe an, indem ein Theil des Eisenoxyduls in Oxyd übergeht, ohne die Krystallgestalt zu ändern (Pseudomorphose).

Subsilicate. d) Subsilicatschlacken. Dieselben, meist von zweifelhafter Natur, fliessen bis zu einem gewissen Grade der Basicität noch hitziger und dünner als die Singulosilicate, sind sehr frisch, erstarren augenblicklich unter Knistern und Umherspringen und werden von Säuren unter Ausscheidung von Kieselsäuregallerte leicht und vollständig zersetzt.

Ohne ganz besondere Veranlassung erzeugt man solche Schlacken nicht, indem sie entweder ungemein strengflüssig sind (siehe α) oder das Ofengemäuer sehr stark angreifen und wegen zu raschen Erstarrens noch grössere Metallverluste herbeiführen als Singulosilicatschlacken (siehe β). Wie bemerkt (S. 258), betrachtet man solche Subsilicate wohl als Gemenge von Singulosilicaten mit Metalloxyden, welche letzteren, wenn sie in grossem Uebermass auftreten, das anfangs sehr dünnflüssige und leichtflüssige Gemenge immer zähflüssiger und strengschmelziger machen (Gaarschlacken von Eisenfrischen und Puddeln, Schwahl).

α) Subsilicate mit vorwaltenden Erden. Derartige sehr strengflüssige Schlacken erzeugt man zuweilen beim Cokeshohofenbetrieb für Roheisen, wenn bei grossem Schwefelgehalt der Erze oder Brennmaterialien bedeutende Kalkzuschläge zu geben sind. Die

Schlacken sind hellfarbig und erdig und zerfallen bei sehr hohem Kalkgehalt beim Erkalten zu Pulver (S. 261).

β) Subsilicate mit Erden und Metalloxyden. Dieselben, leichtschmelziger als die vorhergehenden, entstehen bei an Schwefelkies reichen gerösteten Erzen und lösen Einfachschwefelmetalle in reichlicher Menge auf (S. 256).

Wollte man deren grossen Gehalt an Eisen durch hinreichende Zuschläge von Kieselsäure als Singulo- oder Bisilicat verschlacken, so würde eine zu grosse Schlackenmenge entstehen, welche zum Schmelzen nicht nur viel Brennmaterial erfordert, sondern auch bedeutende und wohl grössere Metallverluste herbeiführen würde, als eine stark basische Schlacke, wie sie sich z. B. beim Unterharzer Bleierz- und Kupfererzschmelzen (S. 263) bildet. Solche Schlacken, von metallischem oder halbmetallischem Ansehn, fressen das Ofengemäuer rasch und stark an und gestatten wegen höheren specifischen Gewichts und sehr raschen Erstarrens eine unvollständigere Separation von Metall, Stein u. s. w.

γ) Subsilicate mit vorwaltenden Metalloxyden. Dieselben entstehen als Gaarschlacken bei weiterm Verlauf des Frischens oder Puddelns von Eisen, fliessen träger und mit hellerem Licht als Rohschlacken (S. 266), erstarren langsamer, haben eine mehr graue Farbe, sind stets dicht (nicht krystallisirt) und von grösserem spec. Gewicht. Beim Beginn des Frischens nahezu Bisilicat (Rohschlacken), gehen die Schlacken im weiterem Verlaufe in Singulosilicat (Rohschlacken) über, dann nehmen sie, je mehr sich der Process dem Ende nähert, immer mehr Eisenoxyd auf und um so zäh- und strengflüssiger werden sie dann.

Man könnte solche Schlacken für Viertelsilicate von Eisenoxydul und Eisenoxyd halten, wenn die Existenz solcher Verbindungen nicht zweifelhaft wäre, da Berthier gefunden hat, dass Eisenoxydsilicate sich durch Schmelzung nicht bilden lassen. Es ist deshalb anzunehmen, dass die Gaarschlacken Gemenge von Eisenoxydulsingulosilicat mit Eisenoxyduloxyd[1]) in verschiedenen Verhältnissen sind, indem das Singulosilicat die Fähigkeit besitzt, Eisenoxyduloxyd zu lösen, während letzteres im Manganoxydulsilicat nicht löslich ist. Da beim Frischen des Roheisens die Oxydation des Kohlenstoffs hauptsächlich durch den Sauerstoff des der Schlacke beigemengten Eisenoxyduloxyds erfolgt, so ist erklärlich, weshalb die Entkohlung bei einem Mangangehalt des Eisens durch Entstehung von Mangansilicat verzögert wird.

Nach Plattner bestehen die Gaarschlacken aus $6\,\dot{Fe}^3\,\ddot{Si} + \dot{Fe}_3\,\bar{Fe}$ oder $3\,\dot{Fe}_2\,\ddot{Si} + 3\,\dot{Fe}_6\,\ddot{Si} + \dot{Fe}\,\bar{Fe}$. Betrachtet man das $\bar{Fe}$ als Vertreter der $\ddot{Si}$, so ist der Ausdruck $\dot{Fe}_4\,(\ddot{Si}, \bar{Fe})$, welcher auch $\dot{Fe}_2\,(\ddot{Si}, \bar{Fe}) + \dot{Fe}_6\,(\ddot{Si}, \bar{Fe})$ geschrieben werden kann. Solche basischen Schlacken können an Phosphoreisen oder phosphorsaurem Eisenoxydul reich sein.[2])

3. Structur der Schlacken.

Die Schlackenstructur[3]) giebt oft wichtige Winke in betreff der Zusammensetzung, Wirkungsweise und Verwendbarkeit der Schlacken. Dieselben können sein

Wichtigkeit der Structur.

a) Krystallisirt oder krystallinisch (blättrige, strahlige, fasrige, körnige Aggregate), in ersterem Falle wohl von der Krystallgestalt und Zusammensetzung natürlicher Silicate.[4])

Krystallisirte Schlakken.

1) Berggeist 1861, No. 56. Preuss. Ztschr. 11, 178. 2) B. u. h. Ztg. 1869, S. 426; 1871, S. 239. 3) v. Leonhardt's Hüttenerzeugnisse S. 144. Kerl, Met. 1, 83, 880. Fournet in Ann. d. Chim. et de Phys. 4, 370. 4) Kerl, Met. 1, 835. Rammelsberg's Metallurgie 1865, S. 40, 116. Miller and Percy, on cristalline slags in Rep. of the British association 1846.

Man kennt z. B. Fayalith- oder Olivinschlacke (einfache Singulosilicate), Humboldtilithschlacke (Singulosilicat aus Doppelsilicaten), Augitschlacke (Bisilicate), Gehlenitschlacke (Drittelsilicat) u. A.

Entstehung krystallisirter Schlakken.

Nach den mikroskopischen Untersuchungen von Vogelsang[1]) scheiden sich beim Erstarren der feurig-flüssigen Massen zunächst gewisse Substanzen (Krystalliten) in Gestalt von Kugeln, Cylindern oder Kegeln aus, welche entweder keine krystallographisch begrenzte Form annehmen (viele glasige Schlacken) oder sich in der Richtung krystallographischer Linien ordnen und krystallinische Aggregate oder Krystalle bilden. Bei langsamer Abkühlung amorpher glasiger Schlacken werden diese, ähnlich wie bei der Entglasung des Glases[2]), undurchsichtig und krystallinisch oder es scheiden sich in der glasigen, deutlich krystallinischen oder steinigen Grundmasse Krystalle porphyrartig aus, welche beide dieselbe Zusammensetzung haben (Mägdesprunger Schlacken[3]) oder die Krystalle können eine chemische Verbindung von anderer Zusammensetzung, als die Grundmasse sein. Dabei ändern sich auch specifisches Gewicht und Farbe; blaue glasige Schlacken geben graue krystallinische grossblättrige oder strahlige Massen, kolophoniumbraune glasige Schlacken gelbe, grüne, blaugrüne oder braune Krystalle (Mägdesprung). Bei rascher Abkühlung glasiger Schlacken bleiben dieselben glasig; sind sie aber in grösseren Stücken vorhanden (Gossenschlacken), so erscheinen nur die äusseren Partien glasig, die inneren mehr oder weniger steinig. Derartige Erscheinungen lassen sich an den langsam erstarrenden kieselsäurereicheren Holzkohlenhohofenschlacken besser wahrnehmen, als an Cokeshohofenschlacken. Auch beim Glühen glasiger Schlacken werden sie krystallinisch und steinig.

Bei variolitartigen Schlacken befinden sich zum Unterschiede von porphyrartigen nicht Krystalle, sondern sphärische oder kugelförmige Theile in einer Grundmasse von abweichender Zusammensetzung.

Werth der krystallisirten Schlakken.

Schlacken von bestimmter stöchiometrischer Zusammensetzung, wie die krystallisirten, sind nicht nothwendig das Resultat zweckmässiger Beschickungen und eines guten Schmelzganges; zuweilen erlangen solche Schlacken ihre Krystallisationsfähigkeit erst durch Aufnahme eines grösseren Antheiles des auszubringenden Metalles oder sind strengflüssiger als die amorphe Grundmasse (Mägdesprunger Schlacken), wie wohl es auch Fälle giebt, dass nur bei einem normalen Schmelzgang metallarme krystallisirte Schlacken entstehen.

Amorphe Schlacken.

b) Amorphe Schlacken und zwar glasige, porzellan- oder emailartige, steinige und erdige. Vollkommen glasige, durchsichtige, im Bruche muschlige, scharfeckige Schlacken pflegen reich an Kieselsäure zu sein, während bei emailartigen schon eine etwas niedrigere Silicirung vorhanden sein kann und das Erdenverhältniss für viele Fälle gut getroffen zu sein pflegt.

Steinige Schlacken, insofern sie nicht durch langsame Abkühlung glasiger entstanden sind (S. 268), sondern gleich steinig aus dem Ofen hervorgehen, deuten auf das Vorhandensein einer grösseren Menge Erden (Cokeshohofenschlacken) und walten dieselben, namentlich Kalkerde sehr vor, so werden sie erdig im Bruche oder zerfallen (kalkreiche schwefelhaltige Cokeshohofenschlacken). Diese drei Zustände gehen in einander über und erleiden namentlich durch Hinzutritt schwerer Metalloxyde Modificationen, welche letztere namentlich halbmetallischen Glanz und dunkle Farben hervorbringen können.

Wie bereits bemerkt (S. 257), können amorphe Schlacken chemische Verbindungen oder Gemenge verschiedener Sättigungsstufen sein. Um in glasigen Schlacken nachzuweisen, ob sie homogen oder verschiedenartig zusammengesetzt sind, ätzt man

---

1) B. u. h. Ztg. 1864, S. 236. 2) Terrell, über krystallinische u. amorphe Beschaffenheit des Glases in Compt. rend. 45, 693. 3) Rammelsberg, Met. S. 126. Pogg. Ann. 74, 95. B. u. h. Ztg. 1854, S. 69.

nach Mayrhofer ihre geglätteten Bruchflächen das eine Mal mit salpetersauren, das andere Mal mit salzsauren Dämpfen an, wo man dann mittelst einer guten Loupe krystallinische Figuren beobachtet oder nicht.

Zu den amorphen Schlacken gehören noch blasige oder schaumige Schlacken (Bimsteinschlacken), entweder innerhalb des Ofens durch Gase, Wasserdämpfe u. s. w. gebildet oder ausserhalb des Ofens durch Aufgiessen von Wasser entstanden; fadige Schlacken von seidenartigem Glanze, dem Asbest ähnlich, dadurch gebildet, dass eine von vielen sehr kleinen Blasen erfüllte glasige Schlackenmasse durch eine ziehende Wirkung in feine Röhrchen verwandelt wird; Haarschlacke, zusammengewirrte Schlackenfäden, in der Form des Ofens durch das Einwirken zurückprallenden Windes auf eine dünnflüssige Schlacke gebildet.

4. Farbe der Schlacken.

Wichtigkeit ihrer Beobachtung.

Aus der Farbe [1]) der erkalteten Schlacken, vorwaltend von schweren Metalloxyden und Schwefelverbindungen herrührend, lassen sich Schlüsse machen auf die Art der darin enthaltenen Oxyde (rothe Kupfererzschlacken, grüne und schwarze Eisenhohofenschlacken u. s. w.), auf den Silicirungsgrad und damit im Zusammenhange auf den Flüssigkeitszustand und die Art des Erstarrens. Häufig treten aber die Farben nicht rein hervor und lassen dann leicht Irrungen zu. Am häufigsten kommen graue, gelbe, grüne, blaue, braune und schwarze Färbungen vor.

Entstehungsweise.

Helle Farben zeigen sich bei an schweren Metalloxyden armen Erdenschlacken, welchen aber bei glasiger Beschaffenheit Kohlentheilchen eine graue oder gelbe Färbung ertheilen können. Dunkle bis schwarze Farben können entstehen bei einem grösseren Eisengehalt (sehr rohe Eisenhohofenschlacken), wo dann die Schlacken zuweilen magnetisch sind [2]), oder durch einen Schwefelgehalt bei geringem Eisengehalt; braune und rothe durch Kupferoxydul, erstere auch durch Eisenoxydul bei basischen Cokeshohofenschlacken; grüne durch Eisenoxydul und gelbgrüne oder erbsengelbe durch Manganoxydul bei nicht kieselsäurereicher Beschickung; nur zuweilen erscheint von Manganoxydul ein violetter Stich bei hochsilicirten glasigen Schlacken. Blaue Schlacken [3]) (z. B. von Eisenhohöfen, Kupferschieferöfen) sollen ihre Färbung einem Gehalte an Phosphorsäure, Vanadin, Titan oder Molybdän verdanken können; durch die Analyse lässt sich aber oft keine Spur von diesen Stoffen nachweisen. Nach Einigen enthalten solche Schlacke eine dem Ultramarin ähnliche Verbindung, welche statt Natrons Kalk führt, feuerbeständiger ist als wirkliches Ultramarin und auch bei Zerkleinerung der Schlacken dieselben noch blau färbt. Blaue Schlacken, welche, wie gewöhnlich, beim Zerreiben ein weisses oder graues Pulver geben, können nach Bontemps [4]) durch Eisenoxyd bei höherer Temperatur gefärbt sein, während in geringerer Hitze eine grüne Färbung entsteht. Nach Fournet werden grüne Gläser beim Entglasen schön blau und somit scheint auch die Molekularanordnung auf die Farbe der Schlacken zu influiren.

Bunte Anlauffarben zeigen sich besonders an Eisen- und Manganoxydul reichen Schlacken (Frisch-, Puddel-, Schweissofenschlacken), werden aber auch an erdigen wahrgenommen (Mägdesprunger Hohofenschlacken).

Es kann auf die Färbung der Schlacken noch einen Einfluss ausüben: die Zusammensetzung, namentlich der Silicirungsgrad (kalkreiche Schlacken von Bieber waren erbsengelb, kieselsäurereichere blau), der verschiedene Ofengang u. A.

Glasige Schlacken sind meist grau, gelb, violett, grün, blau, braun und schwarz; email- oder porzellanartige meist gelb, grau, blau, grün, roth; krystallinische Schlacken weiss, grau, gelb, grün, braun, schwarz.

---

1) Kerl, Met. 1, 836, 886. Percy, Met. 1, 27. Pelouze, Einfluss der Metalloide auf die Färbung des Glases in Dingl. 178, 134; 179, 381. 2) Jahrb. d. geolog. Reichsanst. 1857, S. 680, 690, 691. 3) Kerl, Met. 1, 886. B. u. h. Ztg. 1867, S. 88. 4) Erdm. J. 49, 175.

5. Härte und specifisches Gewicht.

Spec. Gew.

Die Dichtigkeit der Schlacken nimmt mit dem Gehalte an schweren Metalloxyden und bei Schlacken mit nur Erdbasen um so mehr zu, je rascher die Abkühlung stattfindet. Eingemengte Schwefelmetalle erhöhen das specifische Gewicht.

Ulrich[1]) fand das spec. Gewicht für niedriger silicirte, meist vorwaltend schwere Metalloxyde enthaltende Schlacken, sowie für kieselerdereichere, hauptsächlich aus Erdbasen bestehende wie folgt: für Singulosilicate 4.2—3.6, für Bisilicate 3—3.5 und für Trisilicate 2.94—2.57. Die Grösse des spec. Gewichts ist von wesentlichem Einfluss auf die mehr oder weniger vollständige Absonderung von Metallen, Lechen u. s. w. daraus.

Härte.

Die Härte der Schlacken nimmt bei langsamer Abkühlung zu; so besitzen die glasigen Schlacken geringere Härte, als die durch langsame Abkühlung derselben erhaltenen krystallinischen steinigen (basaltirte oder getemperte Schlacken für den Chausseebau).

6. Schlackenoberfläche und Schlackeneinschlüsse.

Schlackenoberfläche.

Die Schlacken zeigen sich oberflächlich glatt, blasig, rauh, mit spitzen kegelförmigen Erhebungen, mit rundlichen Eindrücken, faltig mit verschlungenen schlangenartigen Adern u. s. w.[2]), und enthalten zuweilen fremdartige, auf Aggregatzustand, Härte, Zersetzbarkeit u. s. w. influirende Einschlüsse, z. B. Kohlentheilchen, Kupfersteinconcentrationsschlacken Magneteisen[3]); namentlich Oxydschlacken enthalten öfters solche Einschlüsse (S. 256).

Einschlüsse.

In zu Bausteinen geformten Schlacken finden sich zuweilen Blasenräume mit krystallinischer Ausscheidung oder Stalaktiten. Hausmann beobachtete häufig Verschmelzungen von Schlackenmassen verschiedener Zusammensetzung, welche weder als chemische Verbindungen, noch als mechanische zu betrachten sind und wofür derselbe den Ausdruck Verschlingung vorschlägt.

7. Zersetzbarkeit der Schlacken.

Zersetzung an der Luft.

Kalk- und namentlich schwefelcalciumreiche Schlacken zerfallen nach einiger Zeit unter Zersetzung des Schwefelcalciums und Kalkerdesilicates zu Staub, manche wahrscheinlich dimorphe Schlacken unter lebhafter Bewegung auf der Oberfläche (Mädesprung[4]). Bei längerem Liegen können Schlacken oberflächlich sich mit Verwitterungsproducten überziehen (mit Malachit, Gyps u. s. w.).

Zersetzung durch Säuren.

Während Säuren Trisilicatschlacken unmerklich und Bisilicatschlacken wenig angreifen, zersetzen dieselben Singulosilicat- und Subsilicatschlacken vollständig, meist unter Abscheidung von gelatinöser Kieselsäure.

8. Anwendung der Schlacken.

Als Schmelzzuschläge.

Dieselben dienen:

a) als Zuschläge bei Schmelzprocessen,

α) um in Folge eines Ueberschusses von Kieselsäure oder Basen als Solvirungsmittel für Erdarten oder Metalloxyde zu wirken.

---

1) B. u. h. Ztg. 1859, S. 45. 2) v. Leonhardt, Hüttenerzeugnisse S. 133. 3) B. u. h. Ztg. 1856, S. 11. 4) Erdm. J. 2, 394. Bischof, Mägdesprunger Hohofenproducte. Quedlinburg 1853. v. Leonh. Hüttenerz. S. 189.

Man zieht solche fertig gebildeten Silicate ihren einzelnen Bestandtheilen als Zuschläge vor, indem erstere in kürzerer Zeit, nach Einigen auch bei niedrigerer Temperatur (S. 260) wirksam werden.

Es ist hüttenmännischer Grundsatz, zur Regulirung des Schmelzprocesses eine saure und eine basische Schlacke möglichst zur Disposition zu haben (Oberharzer Schlieg- und Steinschlacken, Kupfererz- und Kupfersteinschlacken).

Als Schlakkendecke.

β) als schützende Decke für das ausgebrachte Metall (Roheisen, Blei u. s. w.) im Herde gegen Einfluss des Gebläsewindes (S. 37).

Man sucht bei jedem Schmelzprocess auf 1 Thl. Metall eine gewisse Menge Schlacke zum Schutz für dasselbe zu erzeugen und zwar im Allgemeinen um so mehr, je wandelbarer das Metall und je stärker die Windpressung, also z. B. bei Cokes mehr, als bei Holzkohlen. Für Roheisen rechnet man gewöhnlich auf 100 Thle., je nachdem dasselbe grau oder weiss, 200—100, selten 400—300 bei Cokes, bei Holzkohlen 100—70 Thle., jedoch kommen auch noch günstigere Verhältnisse bei leichtschmelzigen, mit leichten Kohlen verschmolzenen Eisenerzen vor (Schweden, Nordamerika, in Kärnthen z. B. 40 Schlacken auf 100 Roheisen). Fehlt es im Erz an schlackengebenden Bestandtheilen, so schlägt man wohl bei dem Processe selbst gefallene, als Flussmittel neutral wirkende Schlacken (Eisenhohofenschlacken, Oberharzer Schliegschlacken) zu. Da mit steigendem Schlackenzuschlage der Brennmaterialaufwand zu sehr zu- und die Production abnimmt, so ist empfohlen worden, z. B. bei Bleihüttenprocessen, den Schlackenzuschlag auf ein Minimum zu reduciren. Geht man zu weit, so nimmt bei vermindertem Ausbringen die Strengflüssigkeit zu, es bilden sich leicht Eisensauen u. dgl. m. Bei zu schlackenarmer Eisenerzbeschickung findet in Folge übermässiger Wärmeaufnahme eine Schmelzung vor vollendeter Reduction statt, in Folge dessen eisenoxydulreiche Schlacken entstehen.

Als Auflockerungsmittel.

γ) als Auflockerungsmittel, namentlich für Schliege, welche mehr Schlacken erfordern als Erzbruchstücke (frühere Tarnowitzer Schachtofenbleiarbeit); die Schlacken geben dann im geschmolzenen Zustande ein Medium ab, in welchem die zerstreuten Theilchen der ausgebrachten Metalle, Steine u. s. w. sich geschützt vereinigen können.

Zur Nutzung des Metallgehaltes.

δ) zur Nutzbarmachung darin enthaltener Metalle (Blei, Silber, Gold, Eisen u. s. w.), namentlich bei unreinen Schlacken, wenn der Metallgehalt nicht so bedeutend ist, dass sich ein eigenes Schlackenschmelzen (Verschmelzen alter Bleischlacken auf dem Oberharz, im Mansfeldschen, in Griechenland und auf Sardinien, Freiberger Schlackenroharbeit) oder eine mechanische Aufbereitung lohnt (Pochen und Waschen von Holzkohlenhohofenschlacken, von Zinnschlacken, Rohschlacken).

Zuweilen dient der Eisengehalt der Schlacken als Präcipitationsmittel für Schwefelmetalle (Unterharzer Kupfererz- und Oberharzer Bleisteinschlacken beim Oberharzer Schliegschmelzen) und kann dann ein Kalkzuschlag besonders förderlich wirken, indem derselbe das Eisenoxydul bei höherer Temperatur aus seiner Silicatverbindung austreibt.

Zur Schlakkensteinfabrikation.

b) Zur Fabrikation von Bau- oder Schlackensteinen[1]), wofür aber nur saurere Schlacken passen (S. 264), basischere wohl dann, wenn man sie in noch heissem Zustande vermauert, wo sie weniger leicht springen (Freiberg).

Wegen stärkerer Wärmeleitung eignen sich an Metalloxyden reiche Schlacken nicht zu Eiskellern. Durch Zusatz von Cokesasche, Sand, Cokes- oder Kohlenlösch zu den etwas abgekühlten oder noch zähflüssigen Schlacken sucht man die Ziegel compacter und widerstandsfähiger zu machen. Um die spröden glasigen Bausteine in steinige feste überzuführen, werden sie wohl, mit Staubkohle bedeckt, in Oefen

1) Kerl, Met. 1, 844. B. u. h. Ztg. 1863, S. 388; 1866, S. 239; 1869, S. 155; 1870, S. 171.

geglüht und langsam abgekühlt (getempert). Mit Färbungsmitteln versetzt und in erhitzte Thonformen gepresst geben Schlacken Bauornamente.[1])

Als Wegebaumaterial.

c) Als Chausseebaumaterial[2]), indem die glasigen Schlacken in grösseren Massen (z. B. in Gruben unter einer Kohlenlöschdecke) langsam abgekühlt (getempert oder basaltirt) werden, wobei ihre Härte bedeutend zunimmt. Auch bringt man kalte Schlacken wohl über glühende Cinder.

Zu verschiedenen Zwecken.

d) Zu Mörtel, Beton und Pflaster[3]), am besten im granulirten Zustande[4]), früher zu Geschossen oder Schlackenkugeln[5]), zu Bädern[6]), zur Gewinnung von Thonerdesalzen und von Kieselsäure[7]), als Zusatz zu Flaschenglas u. A.

9. Schlackenanalysen.

Citate.

Nachstehende Citate von Schlackenanalysen mögen als Ergänzung zu den in Kerl's Metallurgie Bd. 1, S. 845 mitgetheilten Analysen dienen.

a) Bleischlacken. Spanien B. u. h. Ztg. 1863, S. 91. Pribram ebend. 1869, S. 426. Fahlun ebend. 1870, S. 246. Müsen Preuss. Ztschr. 10, 195. Freiberg B. u. h. Ztg. 1865, S. 410; 1871, S. 426. Percy, Lead 1870, p. 314, 317. Bestimmung der Kieselsäure in Bleischlacken B. u. h. Ztg. 1867, S. 419.

b) Silberrohschlacken. Lend Oest. Ztschr. 1862, S. 299. Schlacken von der Lechentsilberung daselbst Oest. Ztschr. 1862, No. 40, 41.

c) Kupferschlacken. Erzschlacken: Fahlun B. u. h. Ztg. 1870, S. 246. Kafveltorp ebend. Oberharz ebend. 1864, S. 89. Stephanshütte in Ungarn ebend. 1865, S. 403. Phönixhütte ebend. 1865, S. 411; Analysirmethode ebend. 1865, S. 412. Mansfeld ebend. 1869, S. 441. — Steinschlacken: Mansfeld B. u. h. Ztg. 1869, S. 442. — Schwarzkupferschlacken: Stephanshütte B. u. h. Ztg. 1865, S. 412. Mansfeld ebend. 1869, S. 446.

d) Nickelschlacken. Schweden B. u. h. Ztg. 1870, S. 244.

e) Zinnschlacken. Böhmen B. u. h. Ztg. 1864, S. 92.

f) Eisenfrischschlacken. Constitution der Frischschlacken Berggeist 1861, No. 56; Preuss. Ztschr. 11, 178. Phosphorgehalt B. u. h. Ztg. 1869, S. 426. Roh- und Gaarschlacke von Dobriv in Böhmen B. u. h. Ztg. 1869, S. 426. Olivinschlacke B. u. h. Ztg. 1861, S. 355. Schlacken aus verschiedenen Frischperioden, Hartmann's Fortschr. 6, 233. Rammelsberg's Met. S. 166.

Zerrennschlacken. Hartmann's Fortschr. 4, 122. B. u. h. Ztg. 1862, S. 320.

Puddelschlacken. B. u. h. Ztg. 1863, S. 438; 1864, S. 289; 1865, S. 419.

Schweissfeuer- und Schweissofenschlacken. B. u. h. Ztg. 1864, S. 289; 1865, S. 419; 1869, S. 426.

Feineisenfeuerschlacken. B. u. h. 1864, S. 288.

Stahlpuddelschlacken. Percy, Met. 2, 798.

Bessemerstahlschlacken. B. u. h. Ztg. 1869, S. 425; 1871, S. 21.

Cupoloofenschlacken. B. u. h. Ztg. 1862, S. 26.

Eisenhohofenschlacken. Allgemeines: Zusammensetzung B. u. h. Ztg. 1862, S. 344. Rammelsberg's Metallurgie 1865, S. 115. Structur ebend. 1861, S. 471. Blaue Schlacken ebend. 1867, S. 88.

Analysen: Oesterreich (Böhmen, Ungarn, Mähren, Banat, Steyermark, Kärnthen, Tyrol): B. u. h. Ztg. 1862, S. 320; 1864, S. 322; 1865, S. 340, 420; 1869, S. 425, 426; 1871, S. 169. Schweden: B. u. h. Ztg. 1861, S. 130; 1864, S. 288; 1870, S. 245. England und Schottland: B. u. h. Ztg. 1862, S. 323; 1866, S. 239; 1867, S. 224. Oberschlesien: B. u. h. Ztg. 1861, S. 357; 1871, S. 323. Harz: B. u. h. Ztg. 1864, S. 168. Preuss. Ztschr. 19, 74.

---

1) B. u. h. Ztg. 1856, S. 146. Berggeist 1856, S. 5. 2) Kerl, Met. 1, 844. B. u. h. Ztg. 1861, S. 357. 3) Kerl, Met. 1, 845. B. u. h. Ztg. 1869, S. 155; 1870, S. 171, 172. 4) B. u. h. Ztg. 1866, S. 226; 1870, S. 59. 5) Berggeist 1862, No. 93. B. u. h. Ztg. 1863, S. 122. 6) Oest. Ztschr. 1862, S. 159. B. u. h. Ztg. 1862, S. 366; 1866, S. 311. 7) B. u. h. Ztg. 1870, S. 386.

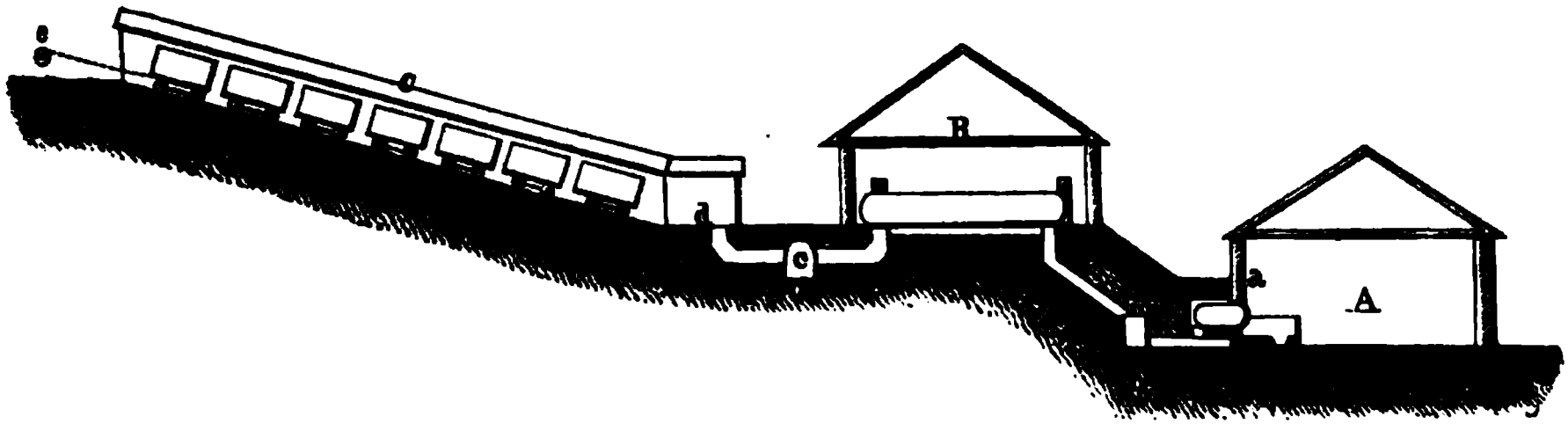
Nachtrag.

Beispiele für das Darren der Brennmaterialien (S. 45).

1. Rauchtrocknung durch Ueberhitze. Zu Lesjöfors[1]) in Schweden sind nachstehende beide Trockenapparate für Holz und Torf in Anwendung: Rauchtrocknung

a) Vorrichtung ohne Funkenkammer (Fig. 159). *A* Frischhütte, aus deren drei Frischfeuern *a* die abziehende Flamme (Ueberhitze) in der Frischhütte

Fig. 159.



zum Vorglühen des Roheisens, dann zur Erhitzung der Gebläseluft benutzt wird, hierauf von jedem Herd in den gemeinschaftlichen Quercanal *b* tritt, von wo sie durch zwei neben einander liegende ansteigende Canäle zu zwei Dampfkesseln im Maschinenhause *B* gelangt, sich im Quercanal *c* wieder vereinigt und bei *d* in eine anfangs auf 3.79 M. horizontale, dann in eine 20.86 M. lange, mit 5.1 M. ansteigende gemauerte Dörrkammer *C* mit etwa 120° C. Temperatur zieht. *e* Winde, welche an einer endlosen Kette 7—8 auf Schienen laufende, mit dem Brennmaterial versehene Wagengerüste in der Weise bewegt, dass die frisch beladenen oben einzeln ersetzt werden, sobald unten solche mit gedörrtem Brennmaterial ausgefahren worden. Die Dörrkammer ist an beiden Enden mit eisernen Thüren geschlossen, von denen die obere vom Boden auf eine etwa 316 Mm. hohe Oeffnung zum Abzug der Gase und Dämpfe hat, welche mit einer Temperatur von etwa 60—80° C. entweichen.

1) Tunner's Stabeisen- u. Stahlbereitung 1, 23.

b) Vorrichtung mit Funkenkammer, welch letztere eine Abkühlung zu heisser Gase gestattet (Fig. 160,161). Die Feuergase gelangen aus der Esse eines Frischfeuers bei *a* in die gemauerte Funkenkammer *A*, in welcher sie durch Zulassen von kalter Luft durch die mit Schieber versehene Oeffnung *b* auf 100—140° C. abgekühlt werden können, steigen dann in dem Canal *c* in die Höhe, treten bei *d* in die Darrkammer *B* und werden durch einen Exhaustor nach unten gezogen, welcher sich am Ende eines unterirdischen Canales am Boden befindet. Das Brennmaterial wird durch die Eintragsöffnung *f* auf ein dachartiges Gitterwerk gestürzt und kann durch Oeffnen von Klappen in Karren entlassen werden, welche man durch die Oeffnungen *e* ausfährt. Man trocknet eine Ladung von 79 Cbkm. Torf in 4—5 Tagen bei $^1/_8$ Tag Kühlzeit.

Fig. 160.

Fig. 161.

Windtrocknung.

2. Windtrocknung. Zu Freudenberg in Kärnthen dient zum Darren von Torf die folgende Vorrichtung (Fig. 162, 163).

A Canäle zur Aufnahme des erhitzten Windes, welcher durch auf jeder Seite angebrachte 10 Oeffnungen unter den Lattenrost *a* strömt. *B* 6 Füllöffnungen, welche

Fig. 162.

Fig. 163.

anfangs auch zum Auslassen der Gase und Dämpfe dienen; später findet letzteres bei geschlossenen Füllöffnungen, in geringer Höhe über dem Lattenroste beiderseits von der Austragethür *C* statt. Ein Ofen fasst 110 Cbkm. Torf, welcher bei Zuleitung von 11—12.6 Cbkm. Wind mit 130—150° C. in 4—5 Tagen getrocknet ist; 3—4 Tage sind zum Kühlen, Ausleeren und Wiederfüllen erforderlich.

Strahlungstrocknung.

3. Strahlungstrocknung. Ein Beispiel für dieselbe liefert der Raum *C* in Fig. 61, S. 123.

Zu Rhonitz und Bujakova in Ungarn findet vereinigte Rauch- und Strahlungstrocknung statt (Kerpely, das Eisenhüttenwesen in Ungarn, 1872, S. 200, 224).

Register.

A.

Abfall-Hüttenproducte 249. 253.
Abliegen der Erze 27.
Abschwefeln der Steinkohlen 77.
Abstichöffnung 188.
Abstrich 253.
Abt's Ofen 163.
Abzug 253.
Adouciren 17.
Akin's Röstofen 157.
Aichmass für Gebläseluft 247.
Aluminatschlacken 257.
Alger's Ofen 163.
Amalgam 10.
Amalgamation 24.
Anblasen der Schachtöfen 173.
Anker 149.
Anlassen 17.
Anlaufen der Hüttenproducte 250. 269.
Ansiedescherben 34.
Antimonium crudum 251.
Antimonmetalle 14. 25.
Antimonrauch 199.
Anthracit 65.
Apothekerwage 31.
Appolt's Cokesofen 79. 89.
Arbeitsgeräthe 249.
Arbeitsthore 187.
Armatur an Flammöfen 179. 190.
Arsendämpfe 199.
Arsenglas 251.
Arsenmetalle 14. 25.
Aschenfall 181.
Aschenkasten 181.
Aufbereitung der Erze 26.
Aufgeben 173.
Aufgebeöffnung 149.
Aufgichten 173.
Auge 149. 167.
Augenofen 168.
Auflösungs- und Fällungsprocesse 24.
Augitschlacke 259. 262. 268.
Ausblasen der Oefen 176.
Ausdehnung der Metalle 8.
Aushiebprobe 29.
Auslaugen der Erze 28.
Ausschuren der Oefen 176.
Ausziehöffnung 149. 188.
Automatischer Stich 176.

B.

Backensteine 149.
Backsteine 138.
Balggebläse 215.
Balken 186.
Bankart's Röstofen 157.
Bären 254.
Bausteine, aus Braunkohlenasche 64.
aus Steinkohlenasche 67.
Bauxitziegel 136. 138.
Beinasche 139.
Belgischer Rostherd 147. 156.
Benut und Renant's Ofen 91.
Berthier'sche Brennmaterialprobe 49.
Beschickung 38.
Beschickungsberechnungen 264.
Bimsteinschlacken 269.
Blasen durch den Stein 240.
Blasepult 124.
Blasien, St., Rauchbeseitigung durch Soda 202.
Blauofen 167. 168.
Bleidämpfe, Schädlichkeit 198.
Condensirung 200.
Bleispeise 253.
Bleisteine 252.
Bocard's Cupoloofen 149.
Bodenstein 149.
Böhmische Röststadel 146.
Bohrprobe 29.
Bostoner Röststadel 146.
Bourg's Cokesofen 93.
Brände 70.
Brandmauer 148.
Braunkohlen 64.
Braunkohlenasche 64; zu Bausteinen und Wegebesserung 64.
Braunkohlen, bituminöse, erdige, fasrige, fossile, Pech-, Glanz-, Moor-Br. 64.
Braunkohlencokes 76.
Braunkohlenpresssteine 65.
Braunkohlen, Wärmeeffect 57.

Brennmaterialien, agglomerirte 43.
-analyse 49.
-asche 46.
flüssige 43.
gasförmige 43. 94.
kugelförmige 44. 62.
künstliche 43.
natürliche 41.
-probe von Berthier 49.
„ „ Strohmeyer 50.
rohe 41. 59.
-untersuchung 45.
verkohlte 41.
Wärmeverlust bei der Verkohlung 160.
Brillenofen 169.
Briquettes 43. 68.
Brückenwage 27.
Brückner's rotir. Ofen 185. 192.
Brunton's rotir. Ofen 185. 192.
Brust 149.
Bühnen 176. 254.
Bunsen'sches Gesetz 227.
Bussius' Gasfang 103.
Winderhitzungsapparat 233.
Büttgenbach's Gasfang 105.

C.

Cadimum in Ofenbrüchen 254.
Cagniardelle 218.
Calder'scher Winderhitzungsapparat 232.
Calorie 47. 48.
Calorimeter 48.
Canham's Zugschmelzofen 158.
Carbolëin 68.
Castilianische Oefen 162.
Cementiren 18.
Centnergewicht 31.
Centrifugalventilator 219.
Chadeffaut's Gasfang 103. 107. 108.
Chamottesteine 136. 137.
Chargirmethoden, bei Hohöfen 101. 103; bei Schachtöfen 173.
Chargiröffnung 149.
Chausseebesserungsmaterial, Braunkohlenasche 64.
Chlor, Verh. zu Schwefelmetallen 14.
Chlor im Hüttenrauch 200. 203.
Chlorit 136. 137.
Chlormetalle 3.
Chlorwasserstoff im Hüttenrauch 200. 203.
Circularsägen 249.
Cochrane's Gasfang 108.
Winderhitzungsapparat 235.
Cohäsion der Metalle 5.
Coingt's Gasfang 105.
Cokes 41. 77. 94.
-auspressmaschine 88.
Kalk- 77.
-öfen 78.
-ofengase 85.
Schlacken- 77.
Cokessteine 136. 138.
Wärmeeff. 58.
Compensation an Windleitungsröhren 237.
Coppée's Cokesofen 92.
Corbell u. Bradford's contin. Ofen 191
Cowper's Winderhitzungsapparat 235.
Cupoloofen, Wärmeverlust 50.
Dampfcupoloofen von Woodward 158.
von Boccard 149.
Zugcupoloofen von Zintgraff und Heaton 158.
Cyan als Reductionsmittel 11.
in Gichtgasen 99. 200.
in Ofenbrüchen 254.
Cylinder-Bälge 215. 216.
Cylindergebläse 207.
einfach- u. doppeltwirkende 207.
-hälse 209.
liegende 211.
oscillirende 213.
schwingende 213.
stehende 207.
-ventile 209.
Cylindersieb 37.

D.

Dämpfen der Oefen 176.
Dampfkessel, durch Vercokungsofengase geheizt 85. Durch Gichtgase geheizt 113. 114.
Dampfstrahlgebläse 140. 180. 206.
Darby's Gasfang 104.
Darren der Brennstoffe 45. 64. 273.
Davis u. Michaut's Cokesofen 83. 86.
Dehnbarkeit der Metalle 5.
Desoxydation 11.
Deupe 238.
Deute 238.
Diagramm zur Windbestimmung 247.
Dinassteine 135. 138.
Dissociationserscheinungen 45.
Dolomit 261.
Doppelofen, Flammofen 179. 186.
Doppelofen, Freiberger 172.
Drehladen, an Windleitungsröhren 237.
Drosselklappe 238.
Dubochet's Ofen 91.
Dulait's Cokesofen 93.
Düsen 204. 238.
Düsenständer 237.

E.

Eaton's Cokesofen 84.
Ebeling's Gasfang 103.
Educte 249. 250.
Einbinden 37. 39.
Eintränkscherben 34.
Einwiegewage 31.
Eisen, Verbrennungstemper. 59.
Eisenamyanth 250. 254.
Eisenasbest 254.

Eisen als Reductionsmittel 11.
Eisenbratherd 148.
Eisenerzröstöfen 152.
Eisenerzgasröstofen 114.
Eisenfrischschlacken 256. 263. 266. 267.
Eisenhohofen, Temper. darin 53.
Eisenhohofenschlacken 259. 260. 262. 263. 265.
Eisenmäntel für Oefen 138.
Eisenmennig 236.
Eisensauen 253. 254. 263. 265.
Eisentuten 34.
Eiserne Tiegel 35.
Elasticität d. Metalle 7.
Elektricitätsleitung d. Met. 9.
Erze 25.
Erzmagazin 26.
Erzproben 28.
Erztaxe 26.
Erzwage 26.
Esse 179. 180. 189.
Exhaustor 180.
Explosionen bei Gichtgasen 109. 112.
in Schachtöfen 177.
in Windleitungsröhren 239.
durch Leckwerden der Formen 241.

F.

Fabry's Cokesofen 92. 93.
Fahluner Kupfererzschlacke 263. 265.
Farbe der Metalle 7.
Fayalithschlacke 259. 266. 268.
Fehllutte 238.
Feineisenfeuer 148.
-schlacken 265.
Feldspath der Kupferschieferöfen 250.
Felsitporphyr 137.
Ferrie's Hohofen 101.
Ferromanganese 15.
Festigkeit der Metalle 5.
Feuchtigkeit in Gebläsewind 243.
Feuerbrücke 179. 186.
kleine 189.
Feuerungsraum 179. 180.
Fillafer's Gasröstofen 152.
Flamme 44.
Flammenloch 179. 186.
Flammenlucke 186.
Flammenschachtröstöfen 151.
Flammofen 177.
-arbeiten 191.
Doppel- 179.
Gas- 179.
Gebläse- 179.
intermittirender 179.
Röst- 179.
Schmelz- 179.
Wärmeverlust 51. 178.
Zug- 179.
Flintshiresteine 138.
Fluggestübbe 255.
Flugstaub 200. 255.
Flüsse 39.
Flusssäure im Hüttenrauch 200.
Focus in Schachtöfen 244.
Formeln für Silicate 258.
Förderapparate 249.
Form 204.
-auge 240.
-bauch oder- Busen 240.
-blatt 240.
Bronze- 240.
einfache 240.
gekühlte 240.
-lage 171.
Luft- 240.
mit Ober- und Untermaul 240.
offene und geschlossene 241.
Steck- 240.
-störer 242.
von Hodgett 241.
von Teichmann 241.
Wasser- 240.
-zahl 171.
Fortschaufelungsofen 195.
Fournet'sche Reihe 3.
François' Cokesofen 92.
Freiberger Doppelofen 170.
Kilns 153.
Pilzscher Ofen 165.
Röstgasabführung 143.
Röststadel 146.
Silberfeinbrennherd 148.
Bleischlacke 259. 263. 266.
Rohschlacke 265.
Frischfeuer 148.
Fromont's Cokesofen 93. 94.
Fuchs 179. 180. 189.
Fuchsbrücke 189.
Fuchs, verlorner 189.
Füllung 148.
Fundament 179.
Funkenkammer 273.
Futtermauern 148. 149. 179.

G.

Gaarscherben 34.
Gagat 64.
Galeerenofen 198.
Galmeibrennofen 151.
Galvanische Fällung 3.
Ganister 138.
Garrish u. Hinkle's Röstofen 157.
Gas-Absorption d. Metalle 4.
Durchdringlichkeit 9.
-reiniger 95.
-röstofen 114. 152.
Gase, brennbare 43. 96.
Feuer- 43.
Generator- 43. 115.
Gicht- 43. 96.
Gasgenerator 115. 119.
von Bischof 120.
Boëtius 124. 129.

Gasgenerator von Bérard 122.
von Ebelmen 122.
französischer 122.
von Fröhlich 122.
Groebe 124.
Harzer 123.
Kärnthner 121. 123.
von Kerpely 121.
Lundin 125.
schwedischer 123.
von Siemens 125.
Thoma 122.
Welkner 121.
Wilson 124.
Gattiren 37.
Gebläse 203.
Balancier- 208.
Cylinder- 208.
hydraulische 205. 217.
Kolben- 207. 210.
Nutz- und Windeffect 206.
-probirofen 32.
-schachtofen 159.
Gefässofen 197.
Gegenstromprincip (in Winderhitzungsapparaten) 229.
Gehlenitschlacke 262. 268.
Gekrätz 254.
Gendebien's Cokesofen 93.
Generatorgase 95. 115.
Darstellung 119.
Eigenschaften 115.
Verbrennung 126.
Wärmeeffect 56.
Zusammensetzung 59. 115.
Gerstenhöfer's Ofen 21. 154.
Gestübbe 138.
Gestübbesohle 149. 166.
Geschmeidigkeit der Metalle 5.
Geschur 254.
Gezäh 249.
Gichtaufzüge 249.
Gicht 149.
Gichtboden 39.
Gichtdeckel 102.
Gichtflamme 100.
Gichtgase 94. 96. 117.
Auffangung und Analysen 97.
Benutzung 114.
Eisenhohofen- 98.
-fänge 100.
Giftigkeit 100.
Leitung 109.
Pressung 100. 101.
Reinigung 110.
Verbrennung 112.
Wärmeeffecte 55. 115.
Wärmeverluste d. G. 161.
Gichtgase, Waschapparate 111.
zur Verkohlung 73.
zur Winderhitzung 229. 235.
Zusammensetzung 59.
Gichtmantel 149.
Gichtmesser 174.
Gichtschwamm 254.
Gichtstaub, Gichtrauch, Gichtsand 110. 255.
Gichtwagen 107. 249.
Gichtwecker 174.
Gichtzeichner 174.
Gjer's Winderhitzungsapparat 233. 235.
Glanz der Metalle 7.
Glanzkohle (Braunk.) 64.
Glätte 253.
-frischofen 169.
Gleiwitzer Cokesofen 86.
Glimmerschiefer 136. 137.
Glockenapparate (Gasfänge) 106.
Glockengebläse 219.
Glühegrade 55.
Glüheprocesse 17. 141.
Gerüst 136. 137.
Gneuss 136. 137.
Gobiet's Cokesofen 92.
Graingewicht 31.
Grammgewicht 31.
Granalienprobe 29.
Granit 136. 137.
Granulirvorrichtungen 248.
Graphit 138. 254.
-tiegel 35.
-futter 139.
-sohlen 136.
Grubenverkohlung 73. 75.
Grünstein 136.
Gyps 139.

H.

Haarschlacke 269.
Haarsilber 250.
Haldy's Cokesofen 92.
Halbhohöfen 166.
Hammer 248.
Hammerwerke 249.
Hämmerbarkeit d. Metalle 5.
Hammerschlag 253.
Handscheidung 249.
Hängen des Ofens 175.
Hängendröhren-Winderhitzungsapparat 230. 233.
Hartblei 251.
Härte d. Metalle 6.
Härtlinge 254.
Hasenclever's Röstofen 21. 156.
Haube 186.
Haufenvercokung 81.
Haufenverkohlung 71. 75.
Heaton's Zugcupoloofen 158.
Heizkraft 47.
Heizpult von Müller 123. 124. 181.
Herd 149.
-arbeiten in Schachtöfen 175.
-blech 169.
bleiischer 253.
der Flammöfen 184.

Herdgewölbe 186.
Herdöfen 141.
Hiefeln 45.
Hinterhuber-Kuschel's rotir. Ofen 185.
Hinterwand 148.
Hochdruckofen 140.
v. Hoff's Gasfänge 106. 107.
Hohöfen 166.
Holz 59.
-asche 59.
bituminöses 64.
-essig 71.
-faser 59.
fossiles 64.
geflösstes 59.
-saft 59.
-theer 71.
Vermodern, Stocken, Schwamm 60.
Wärmeeffect 56. 60.
weiches und hartes 59.
Holzkohle 68.
-verrieb 74.
Wärmeeffect 58. 74.
Hosenröhren-Winderhitzungsapparat 230. 232.
Hornos de gran Tiro 158.
Huëlvaer Röststadel 146.
Humboldtilithschlacke 259. 262. 268.
Hut 186.
Hütten-Anlagen 140.
-apparate 134.
-fabrikate 249. 250.
-katze 199.
-materialien 25.
-nicht 255.
-producte 249; krystallisirte 249.
Hüttenprocesse 17.
elektrometallurgische 17.
hydrometallurgische 17.
nasse 17. 24.
pyrometallurgische 17.
trockne 17.
Hüttenrauch 198. 255.
Hüttenreise 177.

J.

Jacobi'scher Cokesofen 92.
Gasfang 108.

K.

Kalkstein 137. 261.
Kaltlegen der Oefen 176.
Kapelle 35.
Kapselgebläse 223.
Kärnthner Gasgenerator 121. 123.
Gasverbrennungsprincip 127.
Kastengebläse 214.
Keith's Röstofen 179. 191.
Kent's Röstofen 152.
Kernrösten 20.
Kernschacht 148.
Kerpely's Gasfang 109.
Winderhitzungsapparat 231.
Kettengebläse 218.
Kieselsäure, Formeln dafür 237.
Kilns 152.
Kippen der Gichten 175.
Kitte für Windleitungsröhren 257.
Knab's Cokesofen 91.
Knetwerke 249.
Knochenmehl 35. 139.
Kobaltspeise 253.
Koch's Sägemehlrost 181.
Kohle 68.
als Reductionsmittel 10.
Stauf-, Zieh-, Quandel-, Grösekohle 70.
Kohleneisensteine 257.
Kohlenlösch 70. 74.
Kohlenoxydgas als Reductionsmittel 11. 13. Absol. W.-E. 48. Pyrom. W.-E. 52. Giftigkeit 200.
Kohlensäure, Umwandlung in Kohlenoxydgas 52. 117. 159. 160.
Kohlenstoff, abs. W.-E. 48. Pyrom. W.-E. 52.
Kohlenstoffmetalle 14. 253.
Kohlenwasserstoff, als Reductionsmittel 11. 13. Absol. W.-E. 48. Pyrom. W.-E. 52.
Kohlenziegel 43.
Kolben 204.
Kolbengebläse 207.
rotirende 224.
Kolbenstange 210.
Kollermühlen 248.
Kornwage 31.
Krahne 249.
Krämerwage 31.
Kreuzcanäle 150.
Krigar'scher Cupoloofen 168. 169.
Krummöfen 166.
Krystallisation der Metalle 4.
der Hüttenproducte 249.
Krystallisationsprocess 24.
Krystalliten 268.
Kuckucksgebläse 215. 216.
Kugeltonnen 248.
Kupfer-Gewinnung aus Torfasche 63.
-gaarherd 148.
-gaarschlacken 256.
-glimmer 250.
-granulirofen 196.
-hammergaarherd 148.
-speise 253.
-steine 252.
-tuten 34.
-verblasenschlacken 256.
Kuppel 186.
Kuschel-Hinterhuber's rotirender Ofen 185. 191. 194.

L.

Langen's Gasfänge 107. 108.

Langens' Gichtgaswaschapparat 111.
Winderhitzungsapparat 232.
Latente Wärme 159.
Laumonier's Cokesofen 92.
Leche 251.
Lederbälge 215.
Legirungen 10. 251. 254.
Lehmsohle 149. 166.
Lehmsteine 136.
Leierwerke 249.
Liderung 204. 210.
Lignit 64. 76.
Löffelprobe 29.
Löschen der Cokes 88.
Lothringscher Gichtgaswaschapparat 111.
Luft, Zusammens. 40. Ueberschuss bei Verbrennungen 52. Bedarf zum Verbrennen versch. Brennmat. 53.
Lundin's Condensator 96. 111. 129.

M.

Magnesit 261.
-ziegel 138.
Magnetismus d. Metalle 9.
Mangan, Verbrennungstemper. 59. 160.
Mankowsky's Cokesofen 93.
Manometer 244.
Mansfelder Doppelröstofen 193.
Kupferraffinierofen 121.
Kupferschieferschlacke 262. 265.
Rösthaufen 144.
Schwarzkupferschlacke 263. 266.
Tiegelofen 165.
Mantel 148.
Mariotte'sches Gesetz 247.
potenzirtes 247.
Marsilly u. Jones' Cokesofen 92.
Maschen 37.
Masse 138.
Matthei's Cokesofen 85.
Meiler, für Holz 69; für Steinkohlen 80; für Torf 75.
liegende 71.
-ofen 72. 75.
-wasser 71.
Mengapparate 249.
Mengkapsel 35.
Mergel 139.
Treib- 139.
Metalldämpfe, Condensation 200.
Metalle 2. 25. 250. 251. 254.
chem. Verh. 3.
physik. „ 4.
Metalloxyde 10.
Metallsalze 16. 26. 253.
Metallverluste 17.
Minary's Gasfang 105.
Mittelwind 127.
Möller-Bett 39.
-boden 39.
-berechnung 264.
Mörtel, feuerfeste 139.
Muffel 33.
-blatt 33.
-ofen 33.
Mühlbacher Rundofen 165.
Mühlen 248.
Münzofen 33.
Münzpfund 31.

N.

Nase 174.
Nasenschmelzen 175.
Nässprobe 30.
Nickelspeise 253.
Nicht 198.

O.

Oakes' Gasfang 106.
Oberfeuer 102. 243.
Obermaul an Formen 240.
Oberwind 127.
Oberharzer Bleierzschlacke 259. 263. 265. 266.
Bleisteinschlacke 259. 263.
Kupferkiesschlacken 265.
Rastofenschlacken 265.
Oefen 135.
Gebläse- 140.
Zug- 140.
Ofen-Arten 140.
-baumaterialien 135.
-brüche 175. 250. 253.
-galmei 254.
-rauch 255.
-statik 140.
O'Hara's Röstofen 179. 191.
Okersche Bleierzschlacke 263.
Kilns 152.
Kupfererzschlacke 263.
Olivinschlacke 259. 263. 266.
Oxyde 10. 25. 253.
Oxysulfurete 256.

P.

Parkes' Cokesofen 84.
Röstofen 186. 192. 193.
Parry'scher Trichter 107.
Passiver Zustand 3.
Paternostergebläse 218.
Pauwell's Cokesofen 91.
Pavos 158.
Pechkohle (Braunk.) 64.
Penelotscokesofen 91.
Peras 43.
Petroleum als Brennmat. 43. 96.
Pfahlrost 150.
Pfort'scher Gasfang 102.
Phosphormetalle 15.
Pickschiefer 253.
Pilzscher Ofen 97. 108. 149. 162. 164. 168. 169.
Pion's Gasfang 108.
Piser Ofen 138. 166.

Pistolenröhren-Winderhitzungsapparat 230. 233.
Poisson'sches Gesetz 247.
Pochwerke 248.
Potasche und Mehl 36.
Probenehmen 28.
Probenlöffel 36.
Probiren der Erze 28.
Probir-Gefässe 34.
-esse 32.
-geräthschaften 35.
-gewichte 31.
-kluft 36.
-öfen 31.
-reagentien 37.
-wage 31.
Puddelofen, Temper. darin 53.
Doppel- 186.
rotirender 185.
schwingender 185.
Puddelschlacken 266.
Puddingstein 135. 137.
Pultfeuerung 183.
Pyrometer 53.
Pyroskope 53.

Q.

Quandel-Kohle 70.
-pfahl 70.
-schacht 70.
Quadrupelöfen 179.
Quarz 138.
-schiefer 137.
-ziegel 138.
Quecksilber-Dämpfe 199.
-stupp 251.
Quetschwalzwerke 248.

R.

Raschette's Ofen 163. 164. 171.
Rauch 44. 198.
-condensatoren 189. 198.
-kammer 149.
-sammler 95.
-trocknung 273.
Rauhgemäuer 148.
Rauschgelb 251.
Realgar 251.
Regenerator 95. 130. 178.
-feuerung 119.
an Gussstahlöfen 133.
Anwendung 134.
Winderhitzungsapparat 234.
Regenkammer 201.
Register 189.
Regulator 215.
Ballon- 225.
Cylinder- 225.
gemauerter 225.
Leder- 226.
Kolben- 226.
Reibungs- 226.
Regulator, Trocken- 226.
Wasser- 226.
Wassertonnen- 227.
von Wood 227.
Regulirungsgrad (Windpressung) 225.
Reibvorrichtungen 248.
Remedien 17. 27.
Retortencokesöfen 89.
Rexroth's Cokesofen 92.
Ringröhren-Winderhitzungsapparat 230. 232.
Rivot's rotir. Ofen 185.
Rost 179. 180.
Doppel- 181.
Etagen- 182.
Fischbauch- 181.
Gurten- 180.
Ketten- 183.
Klinker- 180.
-lüften 192.
mechanischer 181.
Mehl'scher 181.
Schlacken- 181.
Schrauben- 183.
Schüttel- 181. 192.
Stufen- 181.
todter 180.
Treppen- 181.
Tripel- 181.
Rösten 18.
Röstapparate 20. 141.
Flammöfen 21. 178. 193.
Gefässöfen 22.
Herde 20.
Schachtöfen 21.
Rosten, Mittel dagegen 236.
Röst-Scherben 34.
-gase 143.
-gruben 147.
-haufen 142.
-häuser 142.
-öfen, mechanische 192.
-schuppen 142.
-stadeln 144.
-schachtöfen 150.
-arbeiten 153.
-spatel 36.
Rostwenden 143.
Rothholz 68. 74.
Rothkohle 68.
Rotirende Flammöfen 185.
Rückstände 255.
Rückwand 148.
Rückwärtskohlung 79.

S.

Saiger-Blech 147.
-gasse 147.
-herd 147.
-processe 24. 141. 147.
-ritze 147.
-scharte 147.
Salaer Bleischlacke 266.

Salpetrige Säure 199.
Sand 138.
Sandsteine 135. 137.
Satz 173.
-führung 174.
Sauerstoffreiche Gebläseluft 204.
Säuren, Verh. zu Metallen 8.
Sauen 176.
Sauerstoff, Verwandtschaftsgrade 3.
Saugen d. Metalle 8.
Schacht 148.
Schachtofen 148.
-arbeiten 173.
-bau 149.
-gestalt 162.
Gebläse- 149. 159.
-scheider 171.
Wärmeverluste 99. 159.
Zug- 149. 150.
Schädlicher Raum 206.
Schäffler's Gasfang 104.
Schalenprobe für Flugstaub 200.
Schämelbalg 216.
Schaumburger Cokesofen 79. 81.
Schaumsteine 251.
Scheeren 249.
Scherben 34.
Schiebergebläse 210.
Schinz's calorimetr. Untersuchungen 51.
Schlacken 255.
Aluminat- 257.
amorphe 257. 268.
-bäder 272.
basaltirte oder getemperte 270. 272.
-bildung 260.
Gossen- 268.
krystallisirte 257. 267.
-mörtel 272.
Oxyd- 255.
-röstung 22. 37.
Silicat- 255.
-sohle 149. 166.
-steine 138. 264. 270. 271.
-topf 167. 175. 249.
-trifft 167.
-wagen 249.
zur Winderhitzung 229.
Schlämmen 30. 249.
Schlangenrohr-Winderhitzungsapparat 230. 232.
Schleudermaschinen 248.
Schmelzcampagne 177.
Schmelzprocesse 22.
Schmelzpunkte der Metalle 4. 53. 55.
Schneckengebläse 219.
Schneidwerke 249.
Schnellläufer 210.
Schöpfprobe 28.
Schöpfradgebläse 219.
Schottischer Winderhitzungsapparat 232.
Schraubengebläse 218.
Schraubenventilator 219.
Schüren 192.
Schürgasse 181.
Schüröffnung 181.
Schüttöffnung 21. 154.
Schwarzer Fluss 36.
Schwedischer Gasverbrennungsapparat 128.
Gichtgasfang 101.
Schwefel, Verh. zu Metallen 3.
als Reductionsmittel 11.
-fang an Röststadeln 146.
in Schlacken 256. 265.
Schwefelmetalle 11. 25. 254.
Röstverhalten 12.
Schweflige Säure, aus Cokesöfen 82.
Schädlichkeit 199. Condensation 202.
Schweissen 17.
Schweissfeuer 148.
Schweissofen, Temper. darin 53.
Gase 97.
Schwinden der Metalle 8.
Sefström'scher Gebläseofen 32. 171.
Seifensiederäscher 139.
Selbstabstich 169. 176.
Serpentin 136. 137.
-ziegel 138.
Sieben 30.
Siebvorrichtungen 249.
Siegen'scher Gasfang 102.
Siemens'sche Regeneratoren 95. 130. 178.
Silicate 258. 259. 260.
Bi- 258. 261. 264.
Sesqui- 258.
Singulo- 258. 261. 264.
Sub- 258. 261. 266.
Tri- 258. 264.
Silicium, Verbrennungstemper. 59. 160.
Siliciummetalle 15.
Sinterröstung 22. 37.
Skumnas 251. 256.
Smet's Cokesofen 93.
Smit's Cokesofen 93.
Sohlstein 149.
Späheöffnungen 188.
Spanischer Bleizugschmelzofen 158.
Spanprobe 29.
Spannungsreihe, elektrochem. 2.
Speckstein 136. 137.
Spec. Gew. d. Metalle 7.
Spec. Wärme verschied. Substanzen 235.
Speisen 253.
Spiralgebläse 218.
Spitzbälge 215. 216.
Sprödigkeit der Metalle 6.
Spur 149. 170.
-ofen 168. 175.
-tiegel 168.
Staffordshireofen 185.
Staubkammer für Generatorgase 126.
Staubröstung 22. 192.
Staubsack, an Gichtgasleitungen 110.
Staubstrommethode 21. 153.
Stechherd 170.

Steckform 240.
Steckschuh 240.
Steinbrechmaschinen 248.
Steine 251.
Steinkohlen 65.
-asche 67. Aufbereitung 67. 77.
Backfähigkeit 65.
Back-, Sinter-, Sandkohle 65. 66.
-cokes 77.
-entschwefelung 78.
Faserkohle 65. 66.
fette und magere 65.
Gaskohle 66.
-gewicht 68.
lang- und kurzflammige 66.
Pech-, Russ-, Schiefer-, Blätter-, Splint-, Kirschen-, Cannelkohle 65.
Schwefelgehalt 67.
Unterschied von Braunk. 65.
-vercokung 78.
-verwitterung 67.
Wärmeeffecte 58. 68.
Stetefeldt's Röstofen 21. 156.
Steyer'sche Röststadel 146.
Stich 149.
Selbst- oder automatischer 176.
Stickgas, bei der Verbrennung 52.
Stickstoffelimination 159. 204.
Stirnmauer 149.
Stöckel 39.
Stöckelröstung 21. 153.
Stopfbüchse 210.
Störungen bei Schachtöfen 177.
Strahlungstrocknung 274.
Sulfosilicate 256.
Suluofen 170.
Sumpf 149. 169.
Sumpfofen 149. 169. 175.
Syphon-Winderhitzungsapparat 232.

T.

Talabot's Cokesofen 92.
Talkschiefer 136. 137. 139.
Tarnowitzer Bleiofen 149.
Teleskopenapparate (Gasfänge) 107.
Testasche 253.
Textur d. Metalle 5.
Theerkasten f. Generatorgase 126.
Thermokessel 73.
Thermometerscalen-Reduction 246.
Thon 136. 138.
-schiefer 136.
-steine 136. 138.
Tiegel 34. 167.
-zange 36.
Tiegelofen, Wärmeverlust 80.
Augen- 167.
-herdarbeiten 175.
mit offener und geschlossener Brust 167.
Stich- 167.
-zustellung 167.
Titan der Hohöfen 250. 254.
Tonnengebläse 219.
Torf 60.
-asche 63; zur Kupfer-, Vitriol- und Alaungewinnung 63.
alter und junger 61.
Faser-, Wurzel-, Blätter-, Papier-, Rasen- 61.
Kugel- 44. 62.
Maschinen- 61.
-mühle 61.
-pressen 62.
Press- 62.
Schlag- und Model- 61.
Speck- 61.
Stech- und Bagger- 61.
Wald-, Wiesen-, Haide-, Moor- 61.
Wärmeeffect 57. 63.
-ziegel oder Soden 61.
zum Puddeln, Schweissen und Umschmelzen des Roheisens 63.
Torfkohle 75.
Wärmeeffect 58.
Trennungsapparate 249.
Tripelofen 179. 186.
Trockenscheibe 30.
Trockne Destillation 41. 69.
Trocknen der Brennstoffe 45.
Tropfenbeschaffenheit d. Metalle 9.
Truran's Ofen 163.
Turley's Gichthut 106.
Tuten 34.

U.

Ueberhitze 43. 96. 189.
Ulmen 149.
Untergestell 149.
Unterharzer Rösthaufen 143.
Untermaul an Formen 240.
Unterwind 116. 120. 127.

V.

Variolitschlacken 268.
Ventile an Gebläsen 209.
Fächer- 209.
in Windleitungen 238.
Klappen- 209.
Teller- 209.
Ventilator 219.
von Loyd 222.
Rittinger 221.
Root 224.
Schiele 220.
Schwarzkopf 222.
Verbrennung, indirecte 95.
Verbrennungskammer an Gasöfen 114.
Verbrennungstemperaturen 52.
Vercokung 41.
Vercokungsgase, zur Winderhitzung 229. 235.
Verkohlung 41.
Verwittern der Erze 26.
Visiröffnungen 188.
Vogl'sche Ofenconstruction 163.
Vorderwand 148.

Vorherd 170.
Vormassboden 39.
Vortiegel 169.
Vorwage 31.
Vorwand 150.
Vorwärmen 161.

W.

Wackler 213.
Waldhorngebläse 218.
Walzwerke 249.
Wangensteine 149.
Wärme zusammenhaltende Ueberzüge 236.
Wärmecapacität der Metalle 9.
Wärmeeffect 47. 55.
absoluter 47.
pyrometrischer 51.
specifischer 51.
Wärmeeinheit 47. 48.
Reduction der Bleimengen darauf 50.
Wärmeleitungsfähigkeit der Metalle 9.
Wärmeverluste in Tiegelöfen zum Umschmelzen des Roheisens, in Cupolo- und Flammöfen 50. In Gasgeneratoren 117. In Schachtöfen 99. 159. Durch Ausstrahlung 161.
Waschapparate f. Gichtgase 111.
Wasseralfinger-Gasfang 101. 102.
Gasverbrennung 127.
Winderhitzungsapparat 113. 230.
Wasserbad 30.
Wasserdampf 40.
Abkühlungsmittel bei Verbrennungen 52.
Rauchcondensatoren 201.
Verdichtung in Generatorgasen 128.
zum Rösten 13.
Verh. zu glühenden Kohlen 42. 43. 128. 160. 243.
Verh. zu Kohlenoxydgas 42.
Wasserdruck zur Zerkleinerung 249.
Wassersäulengebläse 218.
Wasserstoffgas als Reductionsmittel 11. 13.
Absol. W.-E. 48. Pyrom. W.-E. 52.
Disponibles W. in Brennmater. 41.
Wasserstopfengebläse 218.
Wassertrommelgebläse 217.
Wechselladen an Windleitungsröhren 237.
Wellner'sche Röststadel 146. 153.
Welter'sches Gesetz 48.
Werthigkeit der Elemente 258.
Westman's Röstofen 114. 152.
Westphälischer Winderhitzungsapparat 230. 232.
Whelply u. Storer's Röstofen 21. 157.
Whithwell's Winderhitzungsapparat 235.
Widholmsgebläse 216. 217.
Wilson's contin. Ofen 191.
Wind 203.
-berechnung 242.
erhitzter 227.
-erhitzungsapparate 204. 227.
-formeln 246.
intermittirender 224.
-kasten 205.
-leitungen 236.
-messer 244.
-ofen 31.
-pressung 204. 243.
-regulator 204. 224.
-ständer 237.
-stock 237.
-tabellen 247, graphische 247.
-vertheilung 237.
Winzer's Gasfang 103.
Witkowitzer Gasfang 101.
Woodward's Dampfcupoloofen 158.

Z.

Zähigkeit der Metalle 6.
Zängemaschinen 249.
Zerkleinerungsapparate 248.
Ziehbarkeit der Metalle 6.
Zinkdämpfe, als Reductionsmittel 11.
Zinkische Ofenbrüche 250.
Zinnerzschlacken 265.
Zinnerzschmelzofen (Tiegelofen) 168.
Engl. Flammofen 195.
Zintgraff's Zugcupoloofen 158.
Zugmesser 190.
Zugofen 31.
Zugschmelzöfen 158.
Zumachen der Schachtöfen 150. 166. 173.
Zuschläge 39.
Zustellen der Schachtöfen 166.
Zwillingsrohr-Winderhitzungsapparat 220.
Zwischenproducte 249.

Druck von A. Th. Engelhardt in Leipzig.

GRUNDRISS

DER

METALLHÜTTENKUNDE

VON

BRUNO KERL,

PROFESSOR.

MIT 246 IN DEN TEXT GEDRUCKTEN HOLZSCHNITTEN.

LEIPZIG.

VERLAG VON ARTHUR FELIX.

1873.

Das Recht der Uebersetzung in fremde Sprachen wird vorbehalten.

Vorwort.

Gestützt auf die Erfahrungen einer mehr als fünfundzwanzigjährigen Lehrthätigkeit an den Bergakademien zu Clausthal und Berlin lasse ich meinem Handbuche der metallurgischen Hüttenkunde einen Grundriss dieser Wissenschaft in drei von einander unabhängigen Abtheilungen, welche die allgemeine, die Metall- und die Eisenhüttenkunde umfassen, folgen. Zunächst als Leitfaden beim Unterrichte sowohl für Lehrer als für Studirende bestimmt, ist die Arbeit in einer solchen Ausführlichkeit zu halten gesucht, dass dieselbe auch für den praktischen Hüttenmann nicht ohne allen Nutzen sein dürfte. Namentlich im Interesse des letzteren sind reichliche Literaturcitate gegeben worden, um einen vollständigen Einblick in die Ergebnisse der hüttenmännischen Theorie und Praxis bis zum heutigen Tage zu ermöglichen. Den älteren rationellen chemischen Formeln wurden die modernen empirischen beigefügt und neben einer Anzahl neuer Holzschnitte sind, um das Werk nicht ohne Noth zu vertheuern, auch solche aus Verlagsartikeln der Felix-schen Buchhandlung und aus der von mir herausgegebenen Muspratt-schen technischen Chemie benutzt.

Berlin, im April 1873.

B. Kerl.

Inhaltsverzeichniss.

I. Blei.

§. Seite

1. **Bleierze** 1
Vorkommen 1.

2. **Bleigewinnungsmethoden** 2
Für geschwefelte Erze 2. Für oxydirte Erze 3. Einfluss fremder Beimengungen 3. Zersetzbarkeit des Bleiglanzes 3. Bleiverluste 4.

I. Abtheilung.
Zugutemachung geschwefelter Erze und Producte.

1. Abschnitt.
Bleigewinnung in Flammöfen.

3. **Allgemeines** 5
Zugutemachungsmethoden: Röstreactionsarbeit 5. Niederschlagsarbeit 7. Producte 8. Werkzeuge 8.

1. Cap. Röstreactionsprocesse.

4. **Verschiedene Arbeitsmethoden und Oefen** 9
Abweichungen der Processe 9. Ofenconstructionen 9.

A. Verfahren für kieselsäurefreie oder sehr kieselsäurearme Erze.

5. **Kärnthner Process** 10
Wesen desselben 10. Beispiele 11 (Kärnthen, Davos, Holzappel, Spanien, Engis).

6. **Englischer Process** 13
Wesen desselben 13. Beispiele 15. (Flintshire, Stipperstones, Ballycorus, Spanien, Oberharz, Modificationen zu Snailbeach und Alport). Analysen von Prod. 17.

7. **Combinirter kärnthner und englischer Process** 17
Wesen des Proc. 17. Beispiele 17 (Tarnowitz, Belgien).

B. Verfahren für Erze mit bis 7 Proc. Kieselsäure.

8. **Französischer Process** 20
Wesen desselben 20. Beispiele 21 (Poullaouen, Corfali, Binsfeldhammer, Pesey, Bottino, Oberharzer Versuche).

2. Cap. Niederschlagsarbeit.

9. **Allgemeines** 22
Anwendbarkeit 22.

10. **Verschmelzen ungerösteter Erze** 22
Werth d. Proc. 22. Beispiel 22 (Vienne).

11. **Verschmelzen gerösteter Erze** 22
Wesen d. Proc. 22. Beispiele 23 (Par und de Point, Peru und Mexico).

2. Abschnitt.
Bleigewinnung in Herdöfen.

12. **Allgemeines** 24
Anwendbarkeit 24. Theorie 24. Vergleichung von Herd- und Flammöfen 25. Fritten der Schliege 25. Röstung 25. Rückstandsverarbeitung 25.

§. Seite
13. Erzherdarbeit 25
Modificationen 25. Schottische Bleiherdarbeit 25. Beispiele 26 (Nordengland und Schottland). Nordamerikan. Bleiherdarbeit 27. Beispiele 27. (Rosie, Kärnthen und Pribram).
14. Schlackenherdarbeit 28
Englischer Herd 28. Beispiele 28 (England). Castillianischer Herd 29. Beispiele 30 (England).

3. Abschnitt.

Bleigewinnung in Schachtöfen.

15. Allgemeines 30
Anwendbarkeit 30. Schmelzmethoden 30.
16. Schmelzöfen 30
Innere Gestalt 30. Aeussere Gestalt 34. Innendimensionen 36. Zumachen 36.
17. Brennmaterial 39
Verkohlte Br. 39. Rohe Br. 40.
18. Ofenbetrieb 40
Anblasen 40. Chargiren 40. Gebläseluft 41. Kennzeichen zur Beurtheilung des Ofenganges 41. Modification des Ganges 41. Chargendauer 42. Bleiverluste 42. Verminderung der Schlackenmenge 42. Arbeitsgezäh 42.
19. Schmelzproducte 43
Werkblei 43. Stein 43. Speise 43. Schlacke 43. Ofenbrüche 43. Gekrätz 44.

1. Cap. Niederschlagsarbeit.

20. Wesen des Processes 44
Anwendbarkeit 44. Schattenseiten 44. Ersetzung der Niederschl. 45. Vortheile auf dem Oberharze 45.
21. Erfordernisse des Processes 45
Beschaffenheit der Erze 45. Gattirung und Beschickung 46. Chargirmethoden 47. Chemische Vorgänge 48. Beispiele 49 (Oberharz, Tarnowitz, Victor Friedrichshütte, Sala, Russberg, Marienhütte, Münsterthal, Ems, Joachimsthal).

2. Cap. Röstreductionsarbeit.

22. Allgemeines 54
Wesen des Processes 54. Anwendbarkeit 54. Einfluss fremder Stoffe 55. Neuere Fortschritte 57.
23. Rösten 57
Auswahl der Röstmethode 57. Röstverhalten der Schwefelmetalle 57. Röstmethoden: 1) Haufenröstung 58 (Unterharz, Müsen). 2) Stadelröstung 58 (Fahlun, Rhonehütten, Müsen, Freiberg, Pribram). 3) Schachtöfenröstung für Bruchstücke 60 (Unterharz, Oberharz, Freiberg, Bouc, Bottino); für Schliege 62 (Gerstenhöfer's Ofen in Freiberg, Stetefeldt's Ofen). 4) Flammofenröstung 64: a) Discontinuirliche Oefen 64: Ungarische Oefen 65 (Freiberg, Zsarnowitz), englischer Flammofen 65 (Freiberg, Pribram, Rhonehütten); combinirte Flamm- und Muffelöfen 66 (Freiberg, Pribram). b) Continuirliche oder Fortschaufelungsöfen 66: Arbeitsverfahren 66, Herddimensionen 66, einherdige Oefen mit einseitigen Arbeitsthüren 68 (Membach, Pontgibaud, Vialas, Escalette, Pise), einherdige Oefen mit zweiseitigen Arbeitsöffnungen 68 (Sclegneaux, Freiberg, Braubach, Ems, Holzappel, Lohe), Doppelherdige Oefen mit einseitigen Arbeitsöffnungen 69 (Binsfeldhammer, Call), doppelherdige Oefen mit zweiseitigen Arbeitsöffnungen 69 (Freiberg, Mechernich). Modificationen beim Rösten 70 (Schlacken-, Sinter-, Staubrösten). Metallverflüchtigung 71. Zuschläge beim Rösten 71.
24. Verschmelzen der gerösteten Bleierze 71
Theorie 71. Zersetzbarkeit der Bleisilicate 72. Erfordernisse für den Schmelzprocess 72: Hinreichend leichtflüssige Beschickung 72, passende Schmelzöfen 74, geeignetes Brennmaterial 74. Ofengang 74. Schmelzarbeiten 74.
25. Beispiele für kupferhaltige Erze 75
Bei Haufenröstung 75 (Unterharz, Siegen), bei Stadelröstung 77 (Fahlun, Rhonehütten), bei Schachtofenröstung 77 (Unterharz, Bottino), bei Krählofenröstung 77 (Niederungarn, Utah, Nevada, Mexico), bei Röstung in Fortschaufelungsöfen 77 (Freiberg, Call, Braubach, Ems, Holzappel, Stolberg).
26. Beispiele für kupferfreie oder sehr kupferarme Erze 81
Arbeitsverfahren 81 (Pribram, Commern, Mechernich, Mühlengasse, Ramsbeck, Tarnowitz, Pise, Pontgibaud, Vialas, Biache St. Waast).

II. Abtheilung.

Oxydirte Erze und Producte.

27. Allgemeines 84
Material 84.

1. Abschnitt.
Oxydirte Bleierze.

§. Seite
28. Weissbleierz 85
Zugutemachung 85. Beispiele 86 (Spanien, Altai, Montezuma, Stolberg).
29. Bleisulfat 86
Zugutemachung 86. Reactionen 86. Flammofenbetrieb 87. Beispiele 87 (Bagilt, Verfahren von Rivot und Phillipps). Schachtofenbetrieb 87.
30. Bleiphosphat 87
Zugutemachung 87. Beispiel 88 (Alport).

2. Abschnitt.
Oxydirte Hüttenproducte.

31. Bleiglätte 88
Glättesorten 88. Glättefrischmethoden 88. Flammofenbetrieb 88. Beispiele 89 (England, Pribram, Holzappel, Ems, Poullaouen, Bottino). Schachtofenbetrieb 90. Producte 90. Beispiele 91 (Oberharz, Unterharz, Freiberg, Pribram, Sala). Herdofenbetrieb 91. Beispiele 92 (Sibirien, Ungarn, Commern).
32. Abzug 92
Zugutemachung 92. Beispiel 92 (Unterharz).
33. Abstrich 92
Saigern und Frischen 92. Producte 93. Beispiele 94 (Oberharz, Unterharz, Pribram, Freiberg, Holzappel, Müsen, Ems).
34. Bleiischer Herd 94
Zugutemachung 94.
35. Bleirauch 94
Zugutemachung 94.
36. Bleischlacken 94
Zugutemachung 94. Beispiele 95 (Freiberg, Mansfeld, Sardinien, Spanien, Laurion, Call).

III. Abtheilung.
Bleiraffination.

37. Allgemeines 95
Neuere Fortschritte 95. Verunreinigungen des Bleies 95. Eigenschaften des Bleies 96.
38. Raffinirmethoden 97
Theorie 97. Raffination reinerer Biele: Schäumen, Umschmelzen, Polen 97. Pattinsoniren 98. Raffination unreinerer Biele: Wasserdampfen 99. Saigern 101 (Unterharz, Schemnitz, Kapnik). Oxydirendes Schmelzen im Flammofen 101 (England, Stolberg, Freiberg). Schmelzen mit Reagentien und zwar mit Verschlackungsmitteln 103 (Commern), mit Oxydationsmitteln 103 (Call, Braubach) mit Chlorationsmitteln 103 (Commern, Oberharz) mit sonstigen Reagentien 105.

II. Kupfer.

39. Kupfererze 105
Gediegen Kupfer 105. Geschwefelte K. 106. Antimon und Arsen enthaltende K. 106. Oxydirte K. 106. Kupfersalze 107.
40. Kupfergewinnungsmethoden 107
Anwendbarkeit der trocknen und nassen Processe 107.

I. Theil. Trockne Processe.

I. Abtheilung.
Schachtofenbetrieb.

1. Abschnitt.
Geschwefelte Erze.

41. Allgemeines 108
Theorie 108. Modificationen 110. Abkürzung der Processe 110.

1. Cap. Rösten der Kupfererze.

§. Seite
42. Allgemeines . . . 112
Grad der Röstung 112. Verbrennungs- und Rösttemperaturen für Schwefelmetalle 113.
43. Röstmethoden . . . 113
Haufen 113. Stadeln 115. Schachtöfen 116. Flammöfen 121. Gefässöfen 121.
44. Röstproducte . . . 122
Erzrost, Rohschwefel, schweflige Säure, Quecksilber, Röstesohlen, krystallinische Producte u. s. w. 122.

2. Cap. Rohschmelzen.

45. Theorie . . . 122
Normaler Process 122.
46. Hauptfactoren beim Rohschmelzen . . . 123
Temperatur, reducirende Wirkung, Röstgrad, fremde Beimengungen 123. Beschickung 124. Ofenconstruction 127. Windzuführung 133. Brennmaterial 133.
47. Ofenbetrieb . . . 133
Chargiren 133. Entfernung der geschmolzenen Massen 134. Veränderung des Ofenganges 134. Beispiel 134 (Mansfeld).
48. Producte vom Rohschmelzen . . . 135
Rohstein 135. Schlacke 136. Gichtgase 136. Schwarzkupfer 136. Speise 136. Eisensauen 137. Ofenbrüche 138. Ofenrauch 138.

3. Cap. Steinconcentration.

49. Zweck und Theorie . . . 138
Anwendung bei unreinen, eisenreichen oder silber- und goldhaltigen Steinen 138.
50. Rösten . . . 139
Röstmethoden 139. Haufen, Stadeln, Schachtöfen 141. Flamm- und Gefässöfen 141.
51. Spuren im Schachtofen . . . 142
Theorie 142. Producte 143. Beispiele 143 (Freiberg, Unter- und Oberharz).
52. Concentriren im Flammofen . . . 144
Zweck 144. Oefen 144. Anreicherung des Kupfergehaltes 144. Reinigung der Steine 144. Beispiel 146 (Freiberg).

4. Cap. Schwarzkupferarbeit.

53. Theorie . . . 146
Reduc. solvir. Schmelzen 146. Behandlung von Rückständen der Silberextr. 147.
54. Schwarz- und Rohkupferschmelzen . . . 147
Schachtofenbetrieb 147. Producte 148. Beispiele 149 (Mansfeld, Stefanshütte, Atvidaberg). Flammofenschmelzen 149 (Schmöllnitz).

5. Cap. Gaarmachen des Schwarzkupfers.

55. Allgemeines . . . 149
Zweck des Gaarmachens 149. Verhalten fremder Bestandtheile 149. Theorie 150. Behandlung des Gaarkupfers 152. Apparate 152. Producte 152.
56. Gaarmachen im kleinen Herd . . . 154
Anwendbarkeit 154. Brennmaterial 154. Gaarherd 154. Arbeitsverfahren 154. Beispiele 155 (Atvidaberg, Schmöllnitz, Oberharz, Müsen, Agordo).
57. Gaarmachen im Spleissofen . . . 155
Anwendbarkeit 155. Spleissofen 155. Arbeitsverfahren 157. Modificationen 157. Beispiele 158 (Ober- und Unterharz, Stefanshütte, Kongsberg).

6. Cap. Hammergaarmachen des Gaarkupfers.

58. Verschiedene Methoden . . . 159
Abweichungen 159.
59. Hammergaarmachen im kleinen Herd . . . 159
Verfahren für Gaarkupferscheiben in einem besonderen Herd 159. Roh- und Hammergaarmachen von Schwarzkupfer in demselben Herd 162. Eigenschaften des Kupfers 162. Einfluss fremder Beimengungen 163. Analysen von Hammergaarkupfer 164.

7. Cap. Beispiele für den Deutschen Kupferhüttenprocess.

60. Beispiele für gold- und silberfreie Erze . . . 164
I. Ohne Steinconcentration.
A. Sumpfofenbetrieb 164 (Atvidaberg, Röraas, Boston).
B. Spur- oder Brillenofenbetrieb 165 (Agordo, Linz, Briglia, Kupferberg, Manila, Riechelsdorf, Nischnetagilsk).
C. Tiegelofenbetrieb 166 (Phönixhütte).

§. Seite

II. Mit Steinconcentration.
A. Sumpfofenbetrieb 166 (Szaska, Schmöllnitz, Mühlbach).
B. Brillenofenbetrieb 166 (Oberharz, Dillenburg).

61. Beispiele für gold- und silberhaltige Erze 166
I. Entsilberung der Erze 166 (Ungarn, Müsen).
II. Entsilberung der Kupfersteine 167 (Mansfeld, Freiberg, Oeblarn).
III. Entsilberung der Schwarzkupfer 167 (Unterharz, Oberharz, Fahlun, Schmöllnitz, Stefanshütte, Niederungarn).

2. Abschnitt.

Oxydirte Erze und Gediegen Kupfer.

62. Oxydirte Erze und Producte 168
Zugutemachung 168. Beispiele 169 (Chessy, Perm, Sibirien).

63. Gediegen Kupfer 169
Zugutemachung 169. Beispiel 169 (Grünthal).

II. Abtheilung.

Flammofenbetrieb.

1. Abschnitt.

Geschwefelte Erze.

64. Allgemeines 169
Vergleichung des Schacht- und Flammofenbetriebes 169. Operationen 170. Abkürzungsvorschläge 170.

65. Rösten der Erze 170
Zweck 170. Apparate (Flamm-, Schacht-, Gefässöfen) 171. Modificationen beim Rösten 173.

66. Verschmelzen der Erze auf Roh- oder Bronzestein 173
Zweck 173. Theorie 173. Schmelzöfen 174. Arbeitsverfahren 175. Steinzerkleinerung 175. Modificationen 176. Producte (Rohstein und Schlacke) 176.

67. Rösten des Rohsteines 176
Verfahren 176.

68. Steinconcentration 176
Modificationen 176. Blauer Stein 177. Weisser Stein 177. Blasen-tein 178. Kupferböden 178. Analysen 178.

69. Schwarzkupferschmelzen 179
Theorie 179. Arbeitsverfahren 179.

70. Schwarzkupferraffiniren 180
Zweck 180. Oefen 180. Verfahren 181. Producte 184.

71. Beispiele 185
Südwales 185. Kaafjord 186. Tubalkain 186. Mansfeld 186. Freiberg 186. Chili 186.

2. Abschnitt.

Oxydirte Erze und Gediegen Kupfer.

72. Oxydirte Erze 187
Zugutemachung 187.

73. Gediegen Kupfer 187
Raffiniren 187. Beispiel 187 (Detroit).

II. Theil. Nasse Processe.

74. Allgemeines 188
Anwendbarkeit 188. Manipulationen 188.

75. Löslichmachen des Kupfers 188
A. Geschwefelte Erze: Verwittern 188. Oxydirendes Rösten 188. Chlorirendes Rösten 189. Nasse Chloration 192. B. Oxydirte Erze: Lösen in Säuren 192, in Eisensalzen 193, in sonstigen Lösungsmitteln 194. C. Legirungen: verschiedene Behandlung 194.

76. Extraction der löslichen Kupfersalze 194
Laugung 194. Lösegefässe 194. Ablassen der Laugen 195. Benutzung der Rückstände 195.

77. Reinigung der Laugen 195
Zweck 195. Verfahren 195.

§. Seite
78. Fällung des Kupfers 195
Fällungsmittel: Eisen 195. Schwefelwasserstoff 198. Schwefelmetalle 199. Kalkmilch 199. Galvanische Fällung 199.
79. Beispiele für Cementwässer 199
Schmöllnitz 169. Anglesea 200. Rammelsberg 200.
80. Beispiele für oxydirte Erze 200
Salzsäure als Lösungsmittel: Stadtbergen, Linz, Rheinbreitenbach, Alderley-Edge 200. Schwefligsaures Gas als Lösungsmittel: Stadtbergen, Linz 201.
81. Beispiele für geschwefelte Erze 202
Verwittern und Extraction mit Wasser: Riotinto 202. — Oxydirendes Rösten und Extraction mit Wasser bei Haufenröstung: Schmöllnitz, Foldal 202; bei Stadelröstung: Huelva, Agordo 202; bei Schachtofenröstung: Bottino 202. — Oxydirendes Rösten und Extraction mit flüssigen oder dampfförmigen Säuren, seltener mit Kochsalzlauge bei Schachtofenröstung: Rheinbreitenbach, Lancashire, Nevada 203; bei Flammofenröstung: Skofia 203. — Chlorirendes Rösten und Extraction mit Wasser und Säuren: Avanza, England, Oker, Matra 203.

III. Silber.

82. Silbererze 204
Eigentliche Silbererze 204. Silberhaltige Blei-, Kupfer- u. s. w. Erze 205. Aufbereitung 205.
83. Silbergewinnungsmethoden 206
Trockene Processe (Verbleiung) 206. Nasse Processe (Amalgamation, Auflösung und Fällung, Säureextraction) 207. Production 207.

I. Abtheilung.

Trockne Processe (Verbleiung).

84. Allgemeines 207
Umfang der Processe 207.

1. Abschnitt.

Darstellung von Werkblei.

85. Allgemeines 207
Auswahl der Methoden 207.

1. Cap. Verbleiung von Erzen.

86. Verbleiungsmethoden 207
A. Reiche Silbererze 207.
1. Gediegen Silber 207. Einschmelzen in Tiegeln 207 (Kongsberg, China). Feinbrennen 208 (Kongsberg). Einränken beim Abtreiben 208.
2. Antimon, Arsen und Schwefel enthaltende Erze 208. Einränken beim Abtreiben 208 (Andreasberg, Lautenthal, Poullaouen).
B. Mittelreiche Silbererze 208. Schmelzen mit bleiischen Zuschlägen 208 (Andreasberg, Brixlegg, Californien, Montezuma u. s. w.).
C. Arme Silbererze 210. Roharbeit 210. Rohsteinentsilberung durch Einränken 212 (Altai, Kongsberg, Zancudohütte, Tessié's Verfahren), durch Schmelzen mit bleiischen Substanzen 213 (Lend, Freiberg, Niederungarn).
D. Silberhaltige Kupfererze 214. Verfahren 214.
E-G. Silberhaltige Zink-, Kobalt-, Nickel-, Wismuth-, Uran- und Arsenerze 215. Verfahren 215.

2. Cap. Verbleiung von Steinen und Speisen.

87. Steinverbleiung 215
Modificationen 215.
88. Speiseverbleiung 215
Verfahren 215 (Freiberg).

3. Cap. Verbleiung von Schwarzkupfer.

89. Allgemeines 216
Material und Methoden der Verbleiung 216. Saigerung, Kupferauflösungs- und Abdarrprocess 216.

§. Seite
90. Saigerung 216
Kupferverkleinerung 216. Kupferfrischen 227. Saigern 218. Darren 219.

2. Abschnitt.
Entsilberung des Werkbleies.

91. Entsilberungsmethoden 221
Abtreiben, Pattinsoniren und Zinkprocess 221.

1. Cap. **Abtreiben.**

92. Theorie und Modificationen 223
Theorie 223. Einfluss fremder Beimengungen 224. Modificationen beim Abtreiben 225. Metallverluste 227.
93. Deutscher Treibprocess 227
Treiböfen 227. Treibgezäh 230. Manipulationen 230. Producte 235. Beispiele 236 (Oberharz, Tarnowitz, Freiberg, Zsarnowitz).
94. Englischer Treibprocess 237
Wesen desselben 237. Treibofen 238. Manipulationen 238.

2. Cap. **Feinen des Blicksilbers.**

95. Allgemeines 239
Theorie 239. Feinirmethoden 239. Producte 239.
96. Feinirmethoden 241
Feinen im Treibofen 241, vor dem Gebläse 241 (Freiberg), unter der Muffel 241 (Ober- und Unterharz, Victor Friedrichs- und Loher Hütte), im Flammofen und zwar mit beweglichem Herd 243 (Tarnowitz, Kongsberg, Poullaouen) oder festem Herd 243 (Freiberg, Oberharz, Pribram, Mansfeld, Holzappel), in Tiegeln 245 (Schmöllnitz, Arany-Idka, Mansfeld).

3. Cap. **Pattinsonscher Krystallisationsprocess.**

97. Allgemeines 246
Zweck 246. Theorie 246. Wesentliche Momente 247.
98. Apparate und Geräthschaften 249
Kessel für Handarbeit 249. Mechanische Pattinsonirer 251.
99. Pattinsoniren mit Hand 251
Systeme 251. Drittelsystem 251 (Freiberg, Tarnowitz, Oberharz, England). Achtelsystem 255 (Stolberg, Bleiberg).
100. Mechanisches Pattinsoniren 255
Verfahren 255 (Holzappel, Stolberg, Rouen).

4. Cap. **Parkes' Zinkprocess.**

101. Allgemeines 256
Anwendbarkeit 256. Theorie 256. Modificationen 256.
102. Verfahren 257
Manipulationen 257 (Eifelhütten, Unter- und Oberharz, Tarnowitz, Stolberg, Braubach, Ems, Havre, Pise).

II. Abtheilung.
Nasse Processe.

103. Allgemeines 262
Processe 262.

1. Abschnitt.
Amalgamationsprocesse.

104. Modificationen 262
Wesen der Amalgamation 262. Methoden 263.

1. Cap. **Europäische Fässeramalgamation.**

105. Modificationen 263
Materialbeschaffenheit 263.
106. Erzamalgamation 263
Geeignetes Material 263. Manipulationen 264.
107. Lechamalgamation 273
Verfahren 273.

§. Seite
108. Speiseamalgation 274
Verfahren 274. Beispiele 274 (Oberschlema, Stefanshütte).
109. Schwarzkupferamalgamation 274
Verfahren 274. Beispiele 275 (Ungarn, Banat).

2. Cap. Amerikanische Haufenamalgamation (Patioprocess).
110. Verfahren 275
Anwendbarkeit 275. Manipulationen 275.

3. Cap. Heisse oder Kesselamalgamation (Cazoprocess.)
111. Verfahren 277
Anwendbarkeit 277. Beispiele 277 (Mexico, Chili).

4. Cap. Combinirte amerikanische und europäische Amalgamation.
112. Verfahren 278
Kröncke's Process 278. Beispiele 279 (Huelgoat, Chili).

5. Cap. Mühlen- oder Arrastra-Amalgamation.
113. Verfahren 279
Anwendbarkeit 279. Beispiel 280 (Mexico).

6. Cap. Pfannenamalgamation.
114. Modificationen 280
Wesen des Processes 280. Theorie 280. Pfannen 280.
115. Verfahren 281
Arbeit in gewöhnlichen Pfannen mit Reagentien 281, in verbesserten Pfannen ohne Reagentien 281 (Verein. Staaten), in Rührwerken 282 (Chili).

2. Abschnitt.
Extractionsprocesse.
116. Allgemeines 282
Wesen der Processe 282. Vergleichung 282.

1. Cap. Kochsalzlaugerei (Augustin's Process).
117. Allgemeines 283
Wesen des Processes 283.
118. Verfahren 284
Manipulation 284.

2. Cap. Wasserlaugerei (Ziervogel's Process).
119. Allgemeines 288
Zweck 288. Anwendbarkeit 288. Schwierigkeiten 289.
120. Verfahren 289
Für Kupfersteine 289. Für Erze 293.

3. Cap. Säurelaugerei.
121. Allgemeines 293
Theorie 293. Vergleichung 293. Säuren 294. Anwendung von Gaarkupfer oder Kupferstein 294.
122. Kupfersteinextraction 294
Schwefelsäurelaugerei 295 (Freiberg, Schmöllnitz). Salzsäurelaugerei 296.
123. Schwarzkupferextraction 296
Theorie 296. Geschichtliches 296. Löslichkeit anderer Metalle 296. Schattenseiten 297. Beispiele 298 (Unter- und Oberharz, Fahlun, Banat).

4. Cap. Sonstige Extractionsmethoden.
124. Laugerei mit unterschwefligsauren Salzen 300
Unterschwefligsaures Natron 300 (Joachimsthal, Australien). Unterschwefligsaurer Kalk 301.
125. Claudet's Verfahren für Kiesabbrände 301
Theorie 301. Beispiel 301 (Liverpool).
126. Silbergewinnung aus Chlorsilber 301
Methoden 301. Beispiele 302 (Joachimsthal, Nagyag).

IV. Gold.

§. Seite
127. Golderze 302
Vorkommen 302. Berg- und Seifengold 303.
128. Goldgewinnungsmethoden 304
Auswahl 304. Production 304.

1. Cap. Erzverarbeitung.

129. Waschprocesse 304
Vor- und Nachtheile 304. Beispiel 305.
130. Amalgamation 306
Vortheile 306. Wirkung und Menge des Quecksilbers 306. Erdige und kiesige Erze 307. Rösten der letzteren 308. Amalgamirapparate 308. Beispiele 309.
131. Schmelzprocesse 313
Anwendbarkeit 313. Verbleiung 313. Verzinkung 314. Theilweise nasser Weg 315.
132. Auflösung und Fällung 315
Verfahren 315. Plattner's Chlorationsprocess 315. Extraction mit Königswasser 318.

2. Cap. Goldscheidung.

133. Allgemeines 318
Modificationen 318. Einfluss fremder Substanzen 318.
134. Trockener Weg 318
Methoden 318.
135. Nasser Weg 319
Scheidung mit Salpetersäure 319, mittelst Königwassers 320, mittelst Schwefelsäure 320. Producte von letzterer 325. Beispiele 326 (Freiberg, Oker).

V. Platin.

136. Erze 327
Vorkommen des Platins 327.
137. Darstellungsmethoden 328
Nasser Weg 328. Trockener Weg 329. Combination beider 330.

VI. Quecksilber.

138. Erze 331
Zinnober und Fahlerze 331.
139. Darstellungsmethoden 331
Modificationen 331. Producte 331.

1. Cap. Zersetzung des Zinnobers durch Zuschläge.

140. Allgemeines 332
Anwendbarkeit 332.
141. Discontinuirlicher Betrieb 332
Verfahren 332. Beispiele 332.
142. Continuirlicher Betrieb 333
Vortheile 333. Verfahren 333. Beispiele 333.

2. Cap. Zersetzung des Zinnobers durch Röstung.

143. Allgemeines 333
Verfahren 333. Condensatoren 334. Röstapparate 334.
144. Stadelröstung 334
Anwendbarkeit 334. Beispiele 334.

§. Seite
145. Schachtofenröstung 335
Anwendbarkeit 335. Discontinuirlicher Betrieb 335. Beispiele 335 (Spanien, Idria, Californien). Continuirlicher Betrieb 337 (Idria, Ripa, Castellazara, Vallalta, Californien).
146. Röstung in Flammöfen 339
Anwendbarkeit 339. Beispiel 340 (Idria).

VII. Zink.

147. Zinkerze 340
Erze 340. Zinkische Producte 341. Production 341.
148. Darstellungsmethoden 341
Theorie 341. Nasser Weg 342.

1. Abschnitt.
Vorbereitungsarbeiten.

149. Allgemeines 343
Zweck 343.
150. Brennen des Galmeies 343
Zweck 343. Oefen nebst Beispielen 343.
151. Rösten der Zinkblende 345
Schwierigkeiten dabei 345. Vergleichung zwischen Blende- und Galmeiverhüttung 347. Einfluss fremder Beimengungen beim Rösten 347. Röstöfen nebst Beispielen 347.
152. Zerkleinerung der Erze 352
Blende 352. Galmei 352.
153. Anreicherung des Zinkgehaltes 353
Zweck 353. Trockener Weg 353. Nasser Weg 354.
154. Gattiren und Beschicken 354
Gattiren 354. Beschicken 354.

2. Abschnitt.
Zinkdestillation.

155. Allgemeines 355
Theorie 355. Uebelstände 355. Methoden der Destillation 356. Vergleichung derselben 357. Neuere Verbesserungen bei der Destillation 360.

1. Cap. Alte schlesische Methode.

156. Allgemeines 362
Wesen derselben 362. Schattenseiten 363.
157. Destilliröfen 363
Gewöhnliche Oefen 364. Essenöfen 365. Muffeln 365. Vorlagen 366.
158. Destillirverfahren 366
Manipulationen 366. Beispiele 367 (Oberschlesien, Swansea, Stolberg).

2. Cap. Belgisch-schlesische Methode.

159. Allgemeines 367
Wesen der Methode 367. Vorzüge 367.
160. Destilliröfen 368
Aeltere Oefen 368. Vorlagen 368. Neuere Ofenconstructionen 370.
161. Destillirverfahren 371
In Oefen mit Planrost 371. Beispiele 371 (Oberschlesien, Valentin Cocq, Stolberg). In Unterwindöfen 372. Beispiele 372 (Silesiahütte). In Gasöfen 372. Beispiele 372 (Dortmund, Kattowitz, Gladbach, Freiberg, Stolberg).

3. Cap. Belgische Methode.

162. Allgemeines 373
Wesen des Processes 373. Neuerungen 373.
163. Destilliröfen 373
Gewöhnliche Oefen 373. Neuere Oefen 375. Retorten 375. Vorlagen 376.

§. Seite
164. Destillirverfahren 376
Manipulationen 376. Beispiele 377 (Belgien, Letmathe, Swansea, Lehigh).

4. Cap. Englische Methode.

165. Allgemeines 378
Anwendbarkeit 378.
166. Destilliröfen 378
Einrichtung 378.
167. Destillirverfahren 378
Manipulationen 378.

5. Cap. Producte von der Zinkdestillation.

168. Werkzink 379
Raffination 379. Zinksorten des Handels 380. Einfluss der Temperatur und der Verunreinigungen 380. Analysen 381.
169. Zinkstaub 381
Zusammensetzung 381. Nutzung 382. Beispiele 382 (Engis, Oberschlesien, Dortmund).
170. Rückstände aus den Vorlagen 383
Zugutemachung 383.
171. Rückstände aus den Destillirgefässen 383
Zugutemachung 383.

VIII. Cadmium.

172. Material zur Cadmiumgewinnung 383
Rohmaterialien 384.
173. Darstellungsmethoden 384
Trockner Weg 384. Beispiele 384 (Oberschlesien, Engis). Nasser Weg 385.

IX. Zinn.

174. Erze 385
Vorkommen 385.
175. Gewinnungsmethoden 386
Theorie 386. Schwierigkeiten 386.
176. Vorbereitungsarbeiten 386
Röstung 386. Schmelzen mit alkalischen Zuschlägen 388. Behandlung mit Säuren 390.
177. Schmelzprocess 390
Flammofenbetrieb 390. Beispiel 390 (Cornwall). Schachtofenbetrieb 391. Beispiele 392 (Sachsen, Banca).
178. Zinnhüttenproducte 393
Werkzinn 393. Erzschlacken 395. Härtlinge 396. Flugstaub 396.

X. Arsen.

179. Arsenerze 396
Vorkommen 396.
180. Darstellung der Arsenikalien 397
Metallisches Arsen, arsenige Säure und Schwefelarsen 397.
181. Metallisches Arsen 397
Darstellung 397. Oefen 397. Verfahren 398. Beispiele 398 (Reichenstein, Freiberg, Ribas).
182. Arsenige Säure 398
Rohmaterialien 398. Verfahren 399. Rösten 399. Raffination des Giftmehles 402. Beispiele 404 (Andreasberg, Ribas, Freiberg, Sachsen, Cornwall).
183. Schwefelarsen 404
Realgar 404. Rauschgelb 407.

XI. Antimon.

§. Seite
184. Erze 408
Vorkommen 408.
185. Gewinnungsmethoden 408
Darstellung von Antimonium crudum und Antimonregulus 408.
186. Aussaigern von Antimonium crudum 409
Methoden 409. Analysen 409. Discontinuirlicher Betrieb 409. Beispiele 409 (Wolfsberg, Magurka, Malbosc, La Lincouln). Continuirlicher Betrieb 411. Beispiel 411 (Malbosc).
187. Darstellung von Antimonregulus aus Erzen 412
Präcipitirendes Schmelzen 412. Röstschmelzen 412. Beispiele 413 (Bouc und Septèmes).
188. Darstellung von Antimonregulus aus Antimonium crudum 414
Röstschmelzen 414. Niederschlagsarbeit 414.
189. Raffination des Antimons 414
Theorie 414. Beispiele 415 (Rotherhithe, Septèmes, Oberungarn, Stefanshütte).

XII. Wismuth.

190. Erze 416
Gediegen Wismuth 416. Wismuthhalt. Hüttenproducte 416.
191. Darstellungsmethoden 416
Trockener und nasser Weg 416.
192. Saigerprocesse 416
Herde 416. Röhrenöfen 417. Beispiel 418 (Schneeberg).
193. Schmelzprocesse 419
Erzschmelzen 418 (Joachimsthal, Sachsen). Abtreiben von wismuthhaltigem Blei 419 (Joachimsthal).
194. Nasse Processe 419
Rohmaterial 419. Testasche 419 (Freiberg), Erze und Legirungen 420.
195. Raffination des Wismuthes 420
Saigern und Umschmelzen 420. Eigenschaften des Wismuthes 421.

XIII. Nickel.

196. Nickelerze 421
Vorkommen 421. Nickelhalt. Hüttenproducte 422.
197. Darstellungsmethoden 422
Erzeugung von Speise, Steinen, Schwarzkupfer u. s. w. 422.
198. Darstellung von Nickelspeise 422
Aus arsenhaltigen Nickelerzen 422 (Sangerhausen, Ungarn, Salzburg, Sachsen) und Concentration der Speise 423 (Ungarn, Salzburg, Unterharz, Sachsen). Aus arsenfreien Erzen und Producten 425 (Oberharz, Dillenburg).
199. Darstellung von Nickelstein 425
Theorie 425. Concentration und Verblasen der Leche 426. Beispiele 426 (Dillenburg, Gladenbach, St. Blasien, Klefva, Norwegen, Varallo, Wagner's Verfahren).
200. Darstellung von nickelhaltigen Eisensauen und Schwarzkupfer . . . 428
Eisensauen 428 (Klefva). Schwarzkupfer 428 (Mansfeld).
201. Darstellung von Handelsnickel oder Kupfernickellegirungen 428
Eigenschaften des Nickels 428. Zusammensetzung des Handelsnickels 429.
202. Nickeldarstellung auf trocknem Wege 430
Reine Materialien 430. Unreine Materialien 430 (Dillenburg, Klefva, Kleinschmidt's Methode).
203. Nasser Weg 431
Manipulationen 431. Beispiele 433 (Louyet's und Patera's Verfahren, Dillenburg, Klefva, Mansfeld, Brixlegg, Hermann's Methode).

Figurenverzeichniss.

I. Blei.

1. 2. Kärnthner Bleiflammofen 11. 12.
3. 4. Spanischer „ 13.
5. 6. Englischer „ 15.
7—9. Belgischer „ 19.
10. 11. Französischer „ 21.
12. 13. Englischer Flowing furnace 23.
14. 15. Schottischer Bleiherd 26.
16. 17. Nordamerikanischer Bleiherd 27.
18. 19. Englischer Schlackenherd 28.
20. 21. Oberharzer Bleisteinschmelzofen 31.
22. 23. Freiberger Doppelofen 32.
24. 25. Raschetteofen 33.
26. Pilz'scher Ofen 34. (vergl. Fig. 108, 109).
27. 28. Castillianischer Ofen 35.
29. Spanischer Zugschachtofen 37.
30. 31. Stolberger Tiegelofen 38.
32. Spurofen mit offenem Auge 39.
33. 34. Spurofen mit verdecktem Auge 40.
35. Röstgezäh 43.
36. Schmelzgezäh 43.
37. Krystallisirte Ofenbrüche 44.
38. 39. Oberharzer Schliegofen 49.
40. 41. „ Steinröstofen 51.
42. 43. Okerscher Rösthaufen 59.
44. Röststadeln 59.
45. Freiberger Röststadel 60.
46. Desgl. mit Rauchabführung 60.
47. Okerscher Kiln 61.
48. 49. Stetefeldt's Röstschachtofen 63.
50. 51. Ungarscher Röstflammofen 64.
52. 53. Englischer Röstflammofen 65.
54. 55. Einherdiger Fortschaufelungsofen mit einseitigen Arbeitsöffnungen 68.
56. Desgl. mit zweiseitigen Arbeitsöffnungen 69.
57. 58. Doppelherdiger Fortschaufelungsofen 70.
59. 60. Unterharzer Bleierzschmelzofen 75.
61. 62. Piser Bleierzschmelzofen 83.
63. Cordurié's Bleiraffinirapparat 100.
64. 65. Bleiraffinirofen 102.

II. Kupfer.

66. Kernröststück 115.
67. 68. Steyersche Röststadel 116.
69. 70. Spanische Röststadel 116.
71. Freiberger Kiln 117.
72—77. Gerstenhöfer's Röstofen 119.
78. Hasenclever's Röstofen 121.
79. 80. Röstofen von Ollivier und Perret 122.
81—83. Skinder's Raschetteofen 128.
84. 85. Unterharzer Kupfererzschmelzofen 130.
86. 87. Schwedischer Suluofen 130.
88. 88a. Mansfelder Brillenofen 132.
89. Traubige Kupferausscheidung aus Kupferstein 140.
90. 91. Flammofen zur Steinconcentration 145.
92. Kleiner Kupfergaarherd 154.
93. 94. Spleissofen 156.
95. 96. Englischer Kupfererzröstofen (Flammofen) 171.
97. Parkes' Doppelofen mit rotirenden Krählen 172.
98. Spence's Röst- und Schmelzofen 173.
99. 100. Englischer Erzschmelz-Flammofen 174.
101. 102. Kupferraffinirofen zu Detroit 180.
103. 104. Rotirender Röstofen von Gibb und Gelstharp 190.
105. Fällvorrichtung für Cementkupfer 196.
106. 107. Zinkblenderöstofen zu Stadtbergen 201.

III. Silber.

108. 109. Rundofen zu Andreasberg (Oberharz) 210.
110. 110a. Unterharzer Spleissofen 217.
111. Kupferfrischofen 218.
112. 113. Saigerherd 219.
114. 115. Unterharzer Darrofen 220.
116. 117. Düse.
118—120. Freiberger Treibofen 227.
121. 122. Tarnowitzer Treibofen 229.
123. Treibofengezäh 230.
124—127. Englischer Treibofen 238.
128. Feinbrenntest 241.
129—131. Muffelfeinbrennofen 241.
132—134. Handpattinsonirapparat 249.
135. 136. Mechanischer Pattinsonirer 251.
137. 138. Bleikrätz-Reductionsofen 254.

139. 140. Doppelröstofen 266.
141. 142. Brückner's rotirender Röstofen 267.
143. 144. Cylindersieb 269.
145—147. Fässeramalgamation 269.
148—150. Amalgamglühöfen 272.
151. 152. Gaston's Amalgamirpfanne 281.
153—155. Kochsalzlaugerei-Anstalt 284.
156—158. Okersche Schwefelsäurelaugerei für Schwarzkupfer 298.

IV. Gold.

159. Batea 305.
160. Wiege 305.
161. Amalgamirmühle 310.
162. Rührer 312.
163. Smith's Amalgamirapparat 312.
164. 165. Erzchlorationsapparat 316.
166. Okersches Goldscheidungsgefäss 322.
167. Chlorapparat für die Goldreinigung 324.
168. Fällsilberpresse 326.

V. Platin.

169. 170. Platinschmelzofen 329.

VI. Quecksilber.

171. Galeerenofen 332.
172. Ure's Ofen 333.
173—175. Aludelofen 335.
176. Idrianer Leopoldiofen 336.
177—179. Idrianer Hähner-Ofen 337.
180. Hähnerofen zu Vallalta 337.
181—184. Idrianer Alberti-Flammofen 339.

VII. Zink.

185. Galmeibrennofen (Schachtofen ohne Rost) 344.
186. Galmeibrennofen (Schachtofen mit seitlicher Feuerung) 344.
187. 188. Galmeibrennofen (Flammofen, durch Ueberhitze geheizt) 345.
189. Zinkischer Ofenbruch 348.
190. 191. Zinkblenderöstofen 350.
192. 193. Hasenclever's Röstofen 352.
194. 195. Boëtius' Feuerung 360.
196—198. Alter schlesischer Muffelofen 364.
199. 200. Englischer Muffelofen 365.
201. 202. Muffelbrennofen 366.
203. Zinkofengezäh 366.
204—206. Belgisch-schlesischer Zinkofen 368.
207. Muffel nebst Vorlage 369.
208—212. Siemens' Regenerativgas-Muffelofen 370.
213. Doppelmuffelofen 371.
214—216. Belgischer Röhrenofen 374.
217. Englischer Zinkofen 378.
218. Zinkläuterofen 380.
219. Montefioreofen 382.

IX. Zinn.

220. Sächsischer Röstofen 388.
221. 222. Rotirender Röstofen von Brunton 389.
223. Wolframschmelzofen 390.
224. 225. Englischer Flammschmelzofen 391.
226. 227. Sächsischer Schachtofen 392.

X. Arsen.

228. Reichensteiner Röstofen 399.
229. Andreasberger Röstofen 400.
230. Ribaser Röstofen 400.
231. Röstofen mit Giftthurm 401.
232. Andreasberger Arsenikraffinirofen 403.
233. Sächsischer Realgarofen 405.
234. Sächsischer Realgarläuterofen 406.

XI. Antimon.

235. Antimonsaigertopf 410.
236. 237. Antimonsaiger-Flammtiegelofen 411.
238. Französischer Antimonsaigerofen 411.
239. 240. Französischer Antimonerzröstofen 413.
241. 242. Französisch. Antimonerzschmelzofen 413.

XIII. Wismuth.

243. Schneeberger Wismuthsaigerofen 417.
244. 245. Plattner's Gassaigerofen 417.
246. Günther's Saigerofen 418.

Abkürzungen der Citate.

Allgem. B. u. h. Ztg.	Allgemeine Berg- und hüttenmännische Zeitung, herausg. von Hartmann.
Americ. Journ. of mining	American Journal of mining. Red. Raymond. New-York.
Ann. d. min.	Annales des mines. Paris.
B. u. h. Ztg.	Berg- u. hüttenmännische Zeitung. Leipzig.
Bgwfd.	Bergwerksfreund, herausg. von Heine, Eisleben.
Bull. de la soc. de l'ind. min.	Bulletin de la société de l'industrie minérale. St. Etienne.
Compt. rend.	Comptes rendus des séances de l'Academie des sciences. Paris.
Deutsche Ind. Ztg.	Deutsche Industrie-Zeitung, begründet von R. Binder, Red. Max Diezmann. Chemnitz.
Dingl.	Polytechnisches Journal, herausg. von Dingler. Augsburg.
Engin. and. min. Journ.	The Engineering and Mining Journal. New-York.
Erdm. J.	Journal für praktische Chemie, begründet von Erdmann; jetziger Herausgeber Kolbe. Leipzig.
Erdm. J. f. ök. Chem.	Journal für ökonomische und technische Chemie, herausg. von Erdmann. Leipzig.
Freib. Jahrb.	Jahrbuch für den Berg- und Hüttenmann. Freiberg.
Gén. industr.	Le génie industriel. Paris.
Hartmann's allg. B. u. h. Ztg.	s. Allgem. B. u. h. Ztg.
Karsten, Met.	Karsten, System der Metallurgie 5 Bde. Berlin 1831 u. 1832.
Kerl, Met.	Handbuch der metallurgischen Hüttenkunde in 4 Bänden. Leipzig 1861 bis 1865.
Kerl, Repert.	Kerl, Repertorium der technischen Literatur, die Jahre 1854 bis 1868 umfassend. 2 Bde. Leipzig 1871—1873.
Lampad. Fortschr.	Lampadius, Fortschritte der Hüttenkunde 1839.
Leoben. Jahrb.	Berg- und hüttenm. Jahrbuch der k. k. Bergakademien zu Pribram und Leoben und der k. ungar. Bergakademie zu Schemnitz.
Maschinenconstructeur	Der practische Maschinenconstructeur. Leipzig.
Mech. Magaz.	The Mechanic's Magazine. London.
Mining Journ.	The mining Journal. London.
Mon. scient.	Moniteur scientifique du docteur Quesneville. Paris.
Muspratt-Kerl, techn. Chem.	Muspratt-Kerl's theoret., prakt. und analyt. Chemie, in Anwendung auf Künste und Gewerbe. 2. Aufl. 6 Bde.

Oest. Ztschr.	Oesterreichische Zeitschr. für Berg- und Hüttenwesen. Wien.
Percy-Rammelsberg, Bleihüttenk.	Percy-Rammelsberg, die Metallurgie des Bleies. Braunschweig 1872.
Phil. magaz.	The philosophical Magazine. London.
Pogg. Ann.	Annalen der Physik u. Chemie, herausg. von Poggendorff. Leipzig.
Polyt. Centr.	Polytechnisches Centralblatt. Leipzig.
Preuss. Ztschr.	Zeitschrift für das Berg-, Hütten- und Salinenwesen in dem Preuss. Staate. Berlin.
Rammelsberg, Met.	Rammelsberg, Lehrbuch der chemischen Metallurgie. Berlin 1865.
Rev. miner.	Revista minera, Madrid.
Rev. univers.	Revue universelle des mines. Paris.
Ritting. Erfahr.	Erfahrungen im Berg- und hüttenmännischen Maschinen-, Bau- und Aufbereitungswesen. Zusammengestellt von v. Rittinger. Wien.
Scient. Amer.	Scientific American. New-York.
Scient. Press	Scientific Press for Mining, mechanic arts and inventions. San Francisco.
Schles. Wochenschr.	Wochenschrift des schlesischen Vereins für Berg- und Hüttenwesen. Herausg. von Schwarz. Breslau.
Schubarth, Repert.	Schubarth, Repertorium der techn. Literatur, die Jahre 1823—1853 umfassend. Berlin 1856.
Schweizer polyt. Ztschr.	Schweizer polytechn. Zeitschrift, herausg. von Bolley und Kronauer. Winterthur.
Silliman's Journ.	American Journal of science and arts by Silliman et Dana. New-Haven.
Wagn. Jahresber.	Wagner's Jahresberichte über die Fortschritte und Leistungen der chem. Technologie. Leipzig.
Ztschr. d. Ver. Deutsch. Ing.	Zeitschrift des Vereins Deutscher Ingenieure. Berlin.

I. Blei.

1. Bleierze. Die hauptsächlichsten Erze sind:

a) Bleiglanz, Pb oder PbS mit 86,57 Pb, auf Gängen mit Kupferkies, Schwefelkies, Zinkblende, Silbererzen, Antimon- und Arsenverbindungen, Spatheisenstein, Quarz, Kalkspath, Schwerspath, Flussspath u. s. w. (Oberharz, Ungarn, Freiberg, Nassau u. s. w.), auch auf Lagern, Stöcken und Nestern in Sand- und Kalksteinen, und dann meist freier von fremden metallischen Beimengungen (England, Spanien, Tarnowitz, Kärnthen, Commern). — Bleischweif, dichter Bleiglanz, enthält zuweilen bis 3 Proc. und mehr isomorphes Schwefelzink und bis 5 Proc. Antimon, dieses dann zum Theil als Antimonblei neben Schwefelblei und Schwefelantimon[1]); doch kann auch ein Antimongehalt von beigemengtem Bournonit oder Fahlerz herrühren. Bleiglanz.

Das Schwefelblei kommt häufig im isomorphen Gemische mit anderen Schwefelmetallen (Ag_2S, Cu_2S, FeS, ZnS) vor und verbindet sich mit elektronegativen Schwefelmetallen von Antimon und Arsen zu Sulfosalzen (Bournonit, Jamesonit, Dufrenoysit u. s. w.). Aller Bleiglanz enthält wenigstens Spuren von Silber und nach Percy[2]) auch von Gold; der Silbergehalt, am gewöhnlichsten 0,01—0,03, zuweilen bis 0,5, selten über 1 Proc. (zu Sala 0,88, in Sachsen bis 2,5 Proc., Peru bis 3,4 Proc.), ist entweder als isomorphes Schwefelsilber[3]) vorhanden und dann in Lösungsmitteln, z. B. Cyankalium[4]), unlöslich und beim Verwaschen ohne Aenderung des Verhältnisses zwischen Silber und Blei, oder von eingesprengten Silbererzen herrührend, welche sich dann ganz oder theilweise durch Cyankalium von ihrem Silbergehalt befreien lassen und beim Verwaschen grossentheils mit dem Wasserstrome hinweggehen. Grobglanziger Bleiglanz ist nicht immer, wie früher wohl angenommen, silberärmer als feinspeisiger[5]), wohl aber der Bleiglanz von Lagern meist silberärmer und reiner als solcher aus Gängen. Der Bleiglanz schmilzt, schwerer als Blei, in starker Rothglühhitze zu einer dickflüssigen, den Thontiegel rasch durchdringenden Masse, ist flüchtiger als schwefelsaures Bleioxyd[6]) und schmilzt mit Blei in allen Verhältnissen zu Subsulfureten zusammen, deren Eigenschaften sich denen des Bleies oder Schwefelbleies je nach der relativen Menge davon nähern. So ist z. B. eine Verbindung von Pb_2S leichter schmelzbar und weniger glänzend als Bleiglanz, aber härter als Blei und etwas geschmeidig bei dunkelgrauer Farbe und krystallinischem Bruch. Derartige Schmelzproducte

1) Leoben. Jahrb. 18, 388. 2) Phil. magazine 1854. Percy-Rammelsberg's Metallurgie des Bleies S. 60. 3) Ann. d. min. 4. ser., T. 17. Bulletin de la soc. de l'industr. minérale 3, 282. B. u. h. Ztg. 1859, S. 446, 447. Phillips, Lecture on the metallurgy of Lead, read before the Soc. of Arts 1859, April. 4) Leoben. Jahrb. 13, 329; 19, 272. 401. B. u. h. Ztg. 1870, S. 66; 1871, S. 35. 5) Revue univers. 1871, Vol. 29, p. 61. 6) B. u. h. Ztg. 1871, S. 432.

erscheinen in der Hitze homogen, werden sie aber langsam abgekühlt, so saigert Blei aus und darüber befindet sich eine Schicht von sprödem krystallinischen Schwefelblei. Beim Erhitzen des Bleiglanzes an der Luft (Rösten) entstehen variable Gemenge von Oxyd und Sulfat, deren relative Mengen von der Leitung des Röstens und der An- oder Abwesenheit fremder Schwefelmetalle abhängen.

Weissbleierz.

b) Weissbleierz, $\dot{Pb}\dot{C}$ oder $PbCO_3$ mit 77,52 Pb, im Gemenge mit Thon, Eisenoxyd u. s. w. Bleierde und mit Kohle Schwarzbleierz genannt, meist am Ausgehenden der Bleierzlagerstätten, silberarm und nur zuweilen so massig, dass dasselbe zur Bleigewinnung dient (Stolberg, Spanien, Laurion, Altai, Mississippithal; ein schmelzwürdiges Gemenge von Weiss- und Grünbleierz findet sich zu Cromford Moor in Derbyshire unter den Namen Linottes von seiner Hänflingfarbe). Strengflüssige Beimengungen (Quarz, Schwerspath) erschweren den Schmelzprocess.

Bleivitriol.

c) Bleivitriol, $\dot{Pb}\ddot{S}$ oder $PbSO_4$ mit 68,3 Pb, selten in schmelzwürdiger Menge am Ausgehenden der Bleiglanzlagerstätten (Alais, Spanien, Australien, Bleierden von Laurion [1]), Sardinien, Insel Anglesea, Pennsylvanien).

Das Bleisulfat schmilzt erst in starker Glühhitze, ist von allen Sulfaten der eigentlichen Metalle das beständigste und verliert erst in hohen Temperaturen (z. B. in Weissglühhitze) an 20 Proc. seiner Schwefelsäure.

Pyromorphit.

d) Pyromorphit (Braun-, Grünbleierz), $3\,\dot{Pb}_3\,\ddot{P} + PbCl$ oder $3\,Pb_3P_2O_8 + PbCl_2$ mit 69,6 Proc. Pb, Mimetesit, Gelbbleierz und andere bleihaltige Mineralien sind für die Bleigewinnung ohne grössere Bedeutung (Braunbleierz im Banat).

Auswahl der Methoden.

2. Bleigewinnungsmethoden. [2]) Die Bleigewinnung aus geschwefelten Erzen und Producten kann in Flamm-, Herd- und Schachtöfen geschehen und bei Auswahl eines dieser Apparate spielen die Beschaffenheit der Erze (Reichhaltigkeit, Anwesenheit von mehr oder weniger fremden erdigen oder metallischen Bestandtheilen), so wie Preis und Qualität des Brennmaterials die Hauptrolle. Es eignen sich im Allgemeinen der hierunter näher entwickelten Theorie nach für den Flammofen bei billigen guten Steinkohlen oder Holz sowohl reine reiche Erze (Röstreactionsarbeit), als unreinere, nicht zu arme Erze (Niederschlagsarbeit), für den Herdofen reine Erze bei theuren Steinkohlen, aber billigem sonstigen Brennmaterial, z. B. Torf, Holz, für den Schachtofen Erze jeder Art, sowohl unreine reichere und ärmere, die in den beiden vorhergehenden Apparaten einen regelrechten Verlauf der Arbeit nicht zulassen, als auch reine, welche für diese Apparate auch passen würden, wenn nicht besondere Umstände (Grösse der Production, Anlagekosten, Mangel an guten Steinkohlen, Vorhandensein von billigen Holzkohlen oder Cokes, geringere Metallverluste u. s. w.) für den Schachtofen sprächen.

Besondere auf das ökonomische Resultat influirende Localverhältnisse, als: Materialpreise, Arbeitslöhne, Nutzbarkeit von Wasserkraft zum Umtrieb des Gebläses u. s. w. können jedoch den theoretischen Gründen für die Auswahl einer dieser Methoden entgegenstehen. So werden z. B. in England bei den billigen Steinkohlen

---

1) B. u. h. Ztg. 1871, S. 320. 2) Phillips in B. u. h. Ztg. 1859, S. 368. Cahen in B. u. h. Ztg. 1863, S. 366. Gruner ebend. 1869, S. 136; 1870, S. 129. Ronna in Rev. univ. 1871, Bd. 29, p. 51.

reine und unreine Erze in Flammöfen bei passender Modification des Processes verschmolzen, während man sonst unreinere Erze meist dem Schachtofen überweist. Die Vergleichung zweier Hüttenprocesse hinsichtlich ihrer ökonomischen Resultate, namentlich hinsichtlich der Metallverluste, hat schon, mit demselben Erze an ein und demselben Orte ausgeführt, grosse Schwierigkeiten, welche aber noch wachsen mit der verschiedenen Erzbeschaffenheit an verschiedenen Orten.

Oxydische Erze und Producte (Glätte, Abstrich u. s. w). werden gewöhnlich in den Apparaten zu Gute gemacht, welche auf der betreffenden Hütte für die geschwefelten Erze üblich sind. Zuweilen sind zwei verschiedene Apparate combinirt; so verschmilzt man Rückstände oder Schlacken aus Flammöfen in Herd- und Schachtöfen.

Einfluss fremder Beimengungen.

Fremde Beimengungen wirken entweder förderlich, indem sie z. B. die Schlackenbildung oder die Bleiabscheidung begünstigen (Spatheisenstein und Schwefelkies nach der Röstung bei manchen Schachtofenprocessen); oder sie sind schädlich durch Verunreinigung des Bleies (Arsen, Antimon, Kupfer, Wismuth), durch Vergrösserung des Bleiverlustes wegen ihrer Flüchtigkeit (Antimon, Arsen, Zink), durch Sinterknotenbildung beim Rösten (Schwefelantimon, Kieselsäure bei Flammofenprocessen), durch Bildung schwefelhaltiger, nutzbare Metalle, wie Silber und Kupfer, zurückhaltender Schlacken (Skumnasbildung durch Zinkblende und Schwerspath); auch können sie grössere Strengflüssigkeit herbeiführen (Zinkblende). Je unreiner die Erze, je mehr Schlacken erzeugen sich und je grösser sind Bleiverluste und Brennmaterialaufwand, welche beide mit der Strengflüssigkeit der Schlacken steigen. Es ist deshalb bei der mechanischen Aufbereitung in Rücksicht zu ziehen, welche Beimengungen für den beabsichtigten Process förderlich und welche hinderlich sind.

Zersetzbarkeit des Bleiglanzes.

Die Ausscheidung des Bleies aus Bleiglanz, dem Hauptmineral für die Bleigewinnung, kann beruhen:

a) auf der Bindung des Schwefels an andere Metalle.

Wegen seiner kräftigen Wirkung und Billigkeit ist nur Eisen (bei der Niederschlagsarbeit) in Anwendung. Nach Nolte[1]) erfolgt das Maximum an Blei, nemlich 86,5 Proc. der ganzen Bleimenge, bei Anwendung des Verhältnisses von PbS : Fe oder 20—25 Proc. von letzterem; ein Theil des Schwefelbleies bleibt immer mit dem Schwefeleisen im Stein verbunden. Bei Anwesenheit von Schwefelsilber ist das Verhältniss des Silbers zum Blei im Stein grösser als im Werkblei und auch durch grösseren Eisenzusatz lässt sich der Stein nicht weiter entsilbern. Wenn das Eisen das Maximum an Blei reducirt, so stehen Blei und Stein in dem Verhältniss 5 : 4 nach Erfahrungen im Grossen. Aus basischen eisenhaltigen Schlacken oder oxydirtem Eisen (geröstetem Stein) beim Schmelzen selbst reducirt, wirkt das reducirte Eisen in statu nascenti kräftiger zerlegend auf den Bleiglanz, so dass bei gleichbleibendem Verhältniss von Werkblei und Stein von 5 : 4 letzterer bleiärmer ist, als bei Zuschlag von metallischem Eisen (Oberharz). Es kann dabei aber auch eine Entfernung von Schwefel durch den Sauerstoff des oxydirten Eisens der basischen Schlacken (Okersche Kupfererzschlacken) in oberen Ofentheilen stattfinden, so wie auch eine höhere Temperatur im Schmelzraum vortheilhaft einwirkt. — Höher silicirte Eisenschlacken (z. B. Singulosilicate bildende Eisenfrischschlacken) zersetzen den Bleiglanz weit unvollständiger als basische (Oberharzer Versuche). — Eisenoxyd bei Kohlenausschluss scheidet kein Blei ab, desgl. nicht Eisenoxydul. Von anderen Metallen, ausser Eisen, zerlegen Antimon den Bleiglanz nicht, Zink, Kupfer und Zinn nur unvollständig.

1) B. u. h. Ztg. 1860, S. 165.

b) Auf der Bindung des Schwefels durch Alkalien und alkalische Erden.

Hierher gehörige Reactionen kommen hauptsächlich beim Probiren der Bleierze zur Geltung. Aetz- und kohlensaure Alkalien zerlegen Bleiglanz unvollständig unter Bildung von Blei (50—55 Proc.), schwefelsaurem Alkali und Schwefelalkali; welches Schwefelblei als Schwefelsalz zurückhält. Durch Luftzutritt oder Salpeterzusatz lässt sich letzteres theilweise in Sulfat verwandeln, welches dann mit Schwefelblei metallisches Blei giebt (Oberharzer Potaschenprobe). Ein Kohlenzusatz befördert die entschwefelnde Wirkung der Alkalien, indem er zu deren Reduction beiträgt (Bleiprobe mit schwarzem Fluss). — Cyankalium[1]) zerlegt Bleiglanz nur bei wiederholter Behandlung damit vollständig. — Kaliumeisencyanür[2]) scheidet das Blei nahezu vollständig ab, bei einem Ueberschuss kann letzteres aber eisenhaltig werden. — Kalk zerlegt bei Luftabschluss den Bleiglanz nicht, bei Luftzutritt bildet sich schwefelsaurer Kalk.

c) Auf der Oydation des Schwefels.

Als Oxydationsmittel dienen hauptsächlich (z. B. bei den Röstreactionsprocessen im Flammofen und bei der Röstreductionsarbeit in Schachtöfen) Bleioxyd und schwefelsaures Bleioxyd, indem man dieselben in einem gewissen Verhältniss durch Rösten von Bleiglanz (S. 2) sich bilden lässt und dann die Temperatur steigert, wobei der Sauerstoff der oxydischen Verbindungen den Schwefel des noch unzersetzten Bleiglanzes als schweflige Säure entfernt. So geben bei starker Rothglühhitze:

a) $\dot{Pb} + 2\,\dot{Pb} = 3\,Pb + \tilde{S}$ oder $PbS + 2\,PbO = 3\,Pb + SO_2$.

b) $\dot{Pb} + \dot{Pb}\tilde{S} = 2\,Pb + 2\,\tilde{S}$ oder $PbS + PbSO_4 = 2\,Pb + 2\,SO_2$.

Bei jedem anderen Verhältniss zwischen Oxyd oder Sulfat und unzersetztem Bleiglanz bleibt entweder Schwefelmetall (S. 14) oder Oxyd mit (d) oder ohne Blei (e) zurück.

c) $\dot{Pb} + 3\,\dot{Pb}\tilde{S} = 4\,\dot{Pb} + 4\,\tilde{S}$ oder
$PbS + 3\,PbSO_4 = 4\,PbO + 4\,SO_2$. —

d) $\dot{Pb} + 2\,\dot{Pb}\tilde{S} = Pb + 2\,\dot{Pb} + 3\,\tilde{S}$ oder
$PbS + 2\,PbSO_4 = Pb + 2\,PbO + 3\,SO_2$.

Kupferoxyd, durch Röstung von Kupferkies etwa entstanden, giebt mit Schwefelblei kupferhaltiges Blei, einen Kupfer und Blei enthaltenden Stein und ein Gemisch von Kupferoxydul und Bleioxyd. — Eisenoxyd scheidet aus Bleiglanz kein Blei ab, sondern verwandelt sich höchstens unter Entwicklung von schwefliger Säure in Eisenoxyduloxyd. — Bleisilicate scheiden nur bei ziemlich hoher Temperatur aus Bleiglanz eine geringe Menge schwefelhaltigen Bleies ab. — Wasserdampf zerlegt Bleiglanz bei hoher Temperatur nur wenig unter Entwicklung von Schwefelwasserstoff und Bildung von Bleioxyd.

Bleiverluste.

Die Bleiverluste sind in Flammöfen im Allgemeinen grösser, als in Schachtöfen und verringern sich um so mehr, je vollkommner die Rauchverdichtungsvorrichtungen.[3]) Ihre Ermittlung ist oft nicht ohne Schwierigkeiten und widersprechen deshalb die Angaben darüber einander häufig. Meist kommen umfangreiche trockne Canäle und Kammern, zuweilen Regenkammern, seltener Wasserdampf zur Rauchverdichtung in Anwendung.

---

1) B. u. h. Ztg. 1856, S. 319. 2) B. u. h. Ztg. 1856, S. 319; 1861, S. 170; 1864, S. 56.
3) Bd. 1, S. 200; B. u. h. Ztg. 1871, S. 434.

I. Abtheilung.

Zugutemachung geschwefelter Erze und Producte.

1. Abschnitt.

Bleigewinnung im Flammofen.

3. Allgemeines. Je nach der Reinheit der Erze kommt in Anwendung:

Verschiedene Methoden.

Anwendbarkeit und Theorie.

1) die Röstreactionsarbeit, auch wohl nur Reactions- oder Luftreactionsarbeit genannt. Dieselbe giebt um so bessere Resultate, je reiner die Erze. Sie beruht darauf, dass man in einer ersten Periode den Bleiglanz in niedriger Temperatur (500—600° C.) bis zu einem gewissen Grade, möglichst ohne dass Sinterung eintritt und am besten bei 0,08—0,09 M. dicker Schlieglage, abröstet (Röstperiode), dann bei gesteigerter Temperatur das Oxydische (Bleioxyd und schwefelsaures Bleioxyd) auf das noch Geschwefelte unter stetem Durchrühren einwirken lässt (Reactionsperiode), wobei bei einem gewissen Verhältniss beider der Schwefel des letzteren durch den Sauerstoff des ersteren in schweflige Säure verwandelt und das Blei ausgeschieden wird[1]) (S. 4, Formel *a* und *b*). Dabei darf die Masse nur breiartig werden und nicht in vollen Fluss kommen, weil sonst die Reaction weniger energisch ist, sei es in Folge verminderter Berührungspunkte oder durch Bildung eines Oxysulfuretes[2]) von Bleioxyd und Schwefelblei (nach Rivot), dessen Bestandtheile beim Zusammenschmelzen weniger oder gar nicht auf einander wirken. Auch greifen geschmolzene Massen den Herd zu stark an.

Je vollkommener man das in den Formeln *a* und *b* angegebene Aequivalentverhältniss im Grossen erreicht, um so besser gelingt der Process, welcher seiner ganzen Natur nach eine sehr sorgfältige Leitung erfordert. Nur bei verhältnissmässig reinen und gehörig zerkleinten Erzen (bis zu etwa 5 Mm. Durchmesser Grösse) verläuft derselbe regelrecht.

Da während der Reactionsperiode beim Durcharbeiten der Masse der Luftzutritt nicht ausgeschlossen ist, so findet eine fortwährende Weiteroxydation des noch unzersetzten Schwefelbleies in Bleisulfat statt und der Bleiabfluss hört nach einiger Zeit auf, tritt aber wieder ein, so bald man bei stärkerer Feuerung die Arbeitsöffnungen auf kurze Zeit schliesst, indem dann durch die reducirenden Gase der Steinkohlenflamme ein Theil des schwefelsauren Bleioxydes zu Schwefelblei reducirt wird und sich dabei ein zur Bleibildung günstiges Verhältniss zwischen Sulfat und Sulfuret wieder herstellt. Schliesslich entsteht

---

1) B. u. h. Ztg. 1871, S. 78. 2) Während die Schwefelmetalle von Zink, Mangan und Antimon mit Gewissheit solche Oxysulfurete bilden, ist deren Existenz beim Blei zweifelhaft. Nach Percy können Bleisulfat und Bleioxyd neben Sulfuret bestehen, wenn letzteres durch Bleiaufnahme in Subsulfuret (S. 1) übergegangen ist.

aber immer ein Ueberschuss von Oxydischem, welches so lange auf den noch unzersetzten Bleiglanz einwirkt, bis im Wesentlichen nur Bleioxyd neben Sulfat und wenig Sulfuret vorhanden ist (S. 4, Formeln *c* und *d*), welch ersterem durch Zusatz von Kohle in der dritten Periode (Rückstandsperiode) noch Blei entzogen werden kann, und zwar entweder durch Reduction von Bleioxyd oder durch Reduction von Bleisulfat zu Schwefelblei[1]), welches dann bei stärkerer Hitze sich mit noch unzerlegtem Sulfat unter Abscheidung von Blei umsetzt. Die nach dem Aufhören des Bleiabflusses erfolgenden Rückstände oder Schlacken sind dann vorwaltend Gemenge von Bleisulfat und Bleioxyd mit etwas Schwefelblei und fremden erdigen, oxydischen und geschwefelten Beimengungen und werden zur weiteren Entbleiung noch mechanischen (Pochen und Waschen) oder chemischen Processen (Schmelzen in Schacht-, Flamm- oder Herdöfen) unterworfen.

Die obige theoretische Unterscheidung der einzelnen Perioden tritt in der Praxis nicht scharf hervor; dieselben gehen in einander über, da die Zersetzung der geschwefelten Bestandtheile durch die oxydischen meist in mehreren Zwischenräumen vor sich geht, die durch eben so oftmaliges Rösten ausgefüllt werden. Die zuletzt gewonnenen Bleimengen stehen mit den zu Anfang des Processes erhaltenen nicht mehr im Verhältniss.

Einfluss fremder Beimengungen.

Während fremde Beimengungen jeder Art in grösserer Menge stets ungünstig wirken, indem sie in der Reactionsperiode auf mechanische Weise die zur Hervorbringung der Reactionen erforderliche innige Berührung der oxydirten und geschwefelten Bestandtheile beeinträchtigen, so kann ein Kalkgehalt bis 10 Proc. und wenig mehr in der später anzugebenden Weise als Ansteifungsmittel günstig wirken, während dagegen Substanzen, welche entweder das Blei verunreinigen (Kupfer, Antimon, Arsen) oder eine Sinterung beim Rösten begünstigen (Kieselsäure, Thon, Schwefelantimon, Spatheisenstein, gerösteter Schwefelkies), auf das Bleiausbringen schädlich wirken.

Der grösste Feind der Flammofenprocesse ist ein selbst geringer Gehalt an Kieselsäure, Thon und anderen Silicaten, schon bei niedriger Rösttemperatur leichtschmelziges Bleisilicat erzeugend, welches das Röstgut firnissartig überzieht, sich demnächst in der Reactionsperiode mit Schwefelblei nur sehr unvollständig umsetzt[2]) (S. 4), bleireichen Stein erzeugt und den Ofenherd rascher zerstört. Beim Kärnthner Process zeigt $^1/_4$—$^1/_2$ Proc. Kieselsäure schon einen merkbaren Einfluss und nach Versuchen in Poullaouen und auf dem Oberharze[3]), sowie zu Engis[4]) lassen sich Erze mit nur 3—4 Proc. Kieselsäure nach der Röstreactionsmethode kaum noch in zufriedenstellender Weise verarbeiten. Für Erze mit diesem und selbst bis 7 Proc. steigendem Gehalt hat man den Flammofen-Reactionsprocess bereits wesentlich modificiren müssen (Französischer Process) und bei einem grösseren Kieselsäuregehalt muss entweder der Schachtofen genommen werden oder, ist aus besonderen Rücksichten, z. B. bei billigen Materialpreisen, ein Flammofen zu wählen, so muss der Bleiglanz entweder im rohen (Vienner Ofen) oder theilweise gerösteten Zustande (Cornwaller Flowing Ofen) durch Eisen zersetzt werden (Niederschlagsarbeit).

Zinkblende und Schwefelkies[5]) begünstigen beim Rösten zwar die Sulfatbildung, wirken aber auf ein ungünstigeres Ausbringen und eine Steinbildung hin, je mehr sie sich einem Gehalte von 10—12 Proc.

1) Erdm. J. 11, 65. 2) B. u. h. Ztg. 1870, S. 381; 1871, S. 78. 3) B. u. h. Ztg. 1854, S. 193, 228. Preuss. Ztschr. 17, 368. 4) B. u. h. Ztg. 1871, S. 84. 5) B. u. h. Ztg. 1871, S. 84.

davon und darüber nähern. 35—40 Proc. Blende oder Kies können alles Schwefelblei in einen Stein treiben. Bei Anwesenheit von Kieselsäure macht Schwefelkies die geröstete Masse flüssiger. Die Zinkblende röstet nur wenig ab, dient wie der Kalk als Ansteifungsmittel und bleibt grösstentheils in den Rückständen, welche dadurch strengflüssiger werden. Kupferkies führt ausserdem noch einen Kupfergehalt ins Blei, wenn man nicht besonders durch Eisenzuschlag auf vermehrte Steinbildung hinwirkt (Par in Cornwall). Schwefelsilber entlässt zu Anfang der Reactionsperiode mehr Silber ins Blei, als später, so dass bei sehr geringem Silbergehalt des Erzes die erfolgten ersten Bleipartien eine Gewinnung des Silbers zulassen. [1])

Zu Tarnowitz verhielten sich die Silbergehalte in fünf Bleiabstichen wie folgt:

Kilo Blei.	Silber Proc.
440	0.1445
368,5	0.1210
261	0.1095
133	0.0995
106.5	0.1035
1309	Mittel 0.1230.

Auf 100 Blei in den Rückständen kommen nur 0.0376 Silber, also nur der dritte Theil dieses Mittels.

Gold verhält sich wie Silber. Ein Gehalt des Erzes an schwefelsaurem und kohlensaurem Bleioxyd kürzt die Röstzeit wesentlich ab (Tarnowitz). Flussspath und Schwerspath, jeder für sich ohne wesentliche Einwirkung, geben, wenn sie zusammen vorkommen, eine leichtflüssige Schlacke, deren Entstehung eine Modification des gewöhnlichen englischen Flammofenprocesses erforderlich macht (Alport in Derbyshire).

Es eignen sich danach für den Röstreactionsprocess möglichst von Kieselsäure oder Silicaten freie bleireiche Erze mit nicht viel unter 65 Proc. Blei, in denen ein nicht zu grosser Kalkgehalt günstig wirken kann. Bleiärmere Erze geben in Schachtöfen ein besseres Ausbringen, desgleichen bleihaltige Silbererze, welche zur Vermeidung von grossen Silberverlusten einer nicht zu weit gehenden Aufbereitung unterworfen werden dürfen, deshalb meist viel fremde Beimengungen enthalten. Bei sonst für den Flammofenprocess gut geeigneten Erzen wird das Silber um so vollständiger ausgebracht, je niedriger die Temperatur im Ofen bleibt, daher z. B. beim Kärnthner und Tarnowitzer Process vollständiger, als beim Englischen.

Anwendbarkeit.

2) Die Niederschlagsarbeit, das Verschmelzen der rohen (Vienner Process) oder theilweise gerösteten Erze (Cornwaller Process zu Par und de Point) im Flammofen mit Eisen bei kieselsäurereicheren oder sonst unreineren, namentlich Kupfer oder Antimon enthaltenden Erzen und Producten (z. B. Flammofenrückständen). Wegen grösserer Bleiverluste, starker Gezähabnutzung und bedeutenden Brennstoffaufwandes lassen sich derartige Flammofenprocesse meist vortheilhaft durch den Schachtofenbetrieb ersetzen (Vienne), jedoch können billige Steinkohlen und locale Rücksichten, z. B. Kostspieligkeit eines Gebläses, weiterer Transport der Erze, diesen Schmelzprocess in einzelnen Fällen ökonomisch vortheilhaft machen

1) B. u. h. Ztg. 1860, S. 359; 1863, S. 285 1871, S. 152. Preuss. Ztschr. 14, 232.

(Cornwall). Man verwendet denselben seltener für Erze, als zum Verschmelzen der bei den Röstreactionsprocessen in Flammöfen erfolgenden Rückstände.

Producte. Als Producte vom Flammofenprocess erfolgen:

a) Blei von verschiedenem Grade der Reinheit und variablem Silbergehalt (S. 1), entweder gleich Handelswaare oder noch zu raffiniren oder zu entsilbern. Durch Umrühren mit Holzgenist im Stechherde und Abschäumen tritt eine Reinigung von beigemengtem Schwefelmetall ein.

b) Rückstände (Gekrätz, graue Schlacken), Gemenge von Oxyden, Sulfaten, Sulfureten und erdigen Stoffen, seltener absetzbar, als durch mechanische oder chemische Processe noch weiter zu entbleien.

c) Rauch [1]), vorwaltend schwefelsaures Bleioxyd mit Erztheilchen, anderen Metalloxyden (von Blei, Zink, Antimon, Arsen, Eisen u. s. w.), Erden (Thonerde, Kalkerde), Russ- und Kohlentheilchen von weisser oder grauer Farbe, bald pulverig, bald und zwar in der Nähe der Flammöfen geflossen. Da metallisches Blei und Schwefelblei weit flüchtiger sind, als Bleioxyd und Bleisulfat, so entstehen letztere wohl durch Einwirkung von schwefliger Säure oder Schwefelsäure oder von heisser Luft auf bereits verflüchtigte Bleiverbindungen. Die Angaben über die Quantität des Rauches sind sehr schwankend. Man verarbeitet denselben entweder mit Erzen im Flammofen, auch eingebunden oder im Flammofen zum Fritten gebracht in Schacht- oder Herdöfen, am häufigsten mit den ähnlich zusammengesetzten Rückständen, wohl unter Zuschlag von Gold- und Silbererzen. Die im Rauche enthaltene Bleimenge kann bis 10 Proc. der im Erze vorhandenen betragen.

d) Flammofenherd, mit Bleiverbindungen imprägnirte Herdmasse (Thon, Rückstände u. s. w.), wird meist mit den Rückständen verschmolzen.

e) Kupferbleistein, nur bei der Niederschlagsarbeit im Flammofen erfolgend; wird geröstet und auf Werkblei und Kupferstein verschmolzen.

Bleiverluste. Die Bleiverluste [2]) sind in Flammöfen im Allgemeinen grösser, als in Schachtöfen und verringern sich um so mehr, je vollkommner die Rauchverdichtung. Ihre genaue Ermittlung ist meist von grossen Schwierigkeiten begleitet und sind deshalb die Angaben darüber einander widersprechend.

Werkzeuge. Als Werkzeuge [3]) kommen beim Flammofenprocess hauptsächlich in Anwendung: grosse und kleine Kratzen oder Krücken, Wendeschaufeln oder Spatel, Kalk- und Schlackenschaufeln, schaufelartige oder kellenförmige durchlöcherte Schäumer, Stecheisen, Probe- und Schöpfkellen, Brechstangen, Schlägel, Handhämmer, Bleihaken zum Fortschaffen der Bleibarren, Giessformen; zur Feuerung: Kohlenschaufel, Schürhaken, Aschenkrücke u. s. w.

---

1) B. u. h. Ztg. 1863, S. 370; 1871, S. 370. Rev. univers. 29, 291. 2) B. u. h. Ztg. 1863, S. 368. Rev. univers. 29, 1. 3) Preuss. Ztschr. 14, 228. B. u. h. Ztg. 1863, S. 253; 1871, S. 53

1. Capitel. Röstreactionsprocesse.

Unterschied der Röstreactionsprocesse.

4. Verschiedene Arbeitsverfahren und Oefen. Die auf verschiedenen Hüttenwerken ausgeführten Flammofenprocesse unterscheiden sich hauptsächlich dadurch, ob man die Röstungen und Reactionen bei höheren oder niedrigeren Temperaturen mehr oder weniger rasch ausführt und die Bleiextraction im Flammofen selbst mehr oder weniger weit fortsetzt, somit eine grössere oder geringere Menge Rückstände in einem anderen Apparate als in dem Erzflammofen weiter verarbeitet, was auf den Bleiverlust influirt, indem derselbe gerade in der letzten Periode in dem immer heisser gewordenen Flammofen grösser zu sein pflegt, als wenn man die Rückstände im Schachtofen oder in einem anderen Apparat entbleit.[1]) Die bezeichneten Arbeitsmethoden, hauptsächlich veranlasst durch verschiedene Beschaffenheit der Erze, haben Einfluss auf die Grösse der Production und das Ausbringen, den Aufwand an Brennmaterial und Löhnen und die Qualität des Bleies, kurz auf das ökonomische Resultat.

Ofenconstructionen.

Die Form des Ofens wirkt auf letzteres weniger als das Arbeitsverfahren.

Die Grösse der Oefen[2]) richtet sich hauptsächlich nach der Beschaffenheit des Brennmaterials und der zu erzielenden Production. In kleinen Oefen (Kärnthen) lässt sich die Hitze und Arbeit besser reguliren, als in grösseren, letztere gestatten aber eine grössere Production unter Ersparung an Brennmaterial, Arbeitslöhnen und Generalkosten. (Die grössten Oefen hat man in Tarnowitz). Bei Oefen für langsame Röstung lässt man das Gewölbe sich gleichmässig mit der Sohle neigen, bei solchen für höhere Temperaturen giebt man ihnen mehr die Gestalt der Puddelöfen. Der aus Flammofenrückständen oder Thon geschlagene und letzteren Falls sorgfältig zu trocknende Herd hat entweder, um das Blei möglichst dem Einfluss der Flamme zu entziehen und dadurch die Bleiverflüchtigung zu vermindern, nach der einen schmalen Seite eine Neigung (Flammöfen mit geneigtem Herde), so dass auf demselben das ausgeschiedene Blei continuirlich durch eine Oeffnung am tiefsten Punkte aus dem Ofen direct in Formen oder in einen zu heizenden Kessel fliesst, aus welchem dasselbe ausgeschöpft wird (kleine Oefen, z. B. beim Kärnthner Process); oder der Herd ist bei grösseren Oefen von allen Seiten muldenförmig ausgehöhlt und fällt dann vor einer Arbeitsöffnung zu einer Vertiefung (Sumpf) jäh ab (Flammöfen mit Sumpf), in welche das Blei auf dem kürzesten Wege, also der Flamme am wenigsten ausgesetzt, eilt und hier mit Stein oder Schlacke bedeckt der Einwirkung der Hitze möglichst entzogen wird. Dieses geschieht am wirksamsten, wenn man den Sumpf statt vor der mittleren Arbeitsöffnung (Flintshireofen, französischer Ofen)

---

1) B. u. h. Ztg. 1863, S. 367. 2) Ofendimensionen nach Cahen in B. u. h. Ztg. 1863, S. 367. Vergleichung mit anderen Oefen von Havrez in Rev. univers. 1862, p. 405. Kerl, Met. 2, 289.

vor der hintersten, dem Fuchs am nächsten liegenden Arbeitsthür anbringt (Snailbeach, Tarnowitz); gleichzeitig erhält man dann mehr Raum auf dem Herde und kann eine grössere Charge einsetzen. Aus den Sumpf wird das Blei in einen vor dem Ofen befindlichen Stechherd abgestochen. Wollte man in grösseren Oefen das Blei auf einer geneigten Sohle abfliessen lassen, so würde dasselbe zu lange auf dem Herde verweilen und sich in grösserer Menge verflüchtigen. Die Lage und Anzahl der Arbeitsöffnungen richtet sich nach der Grösse der Charge und dem Brennmaterial. Während bei der Holzfeuerung im kleinen Kärnthner Ofen eine Arbeitsöffnung genügt, indem die Oxydationsluft hauptsächlich durch den Rost tritt, bedarf's bei Steinkohlen in kleinen Oefen (Engis) noch einer seitlichen Oeffnung; bei grösseren Chargen, um sie gehörig bearbeiten und oxydiren zu können, mehrerer Oeffnungen (beim englischen Ofen an jeder langen Seite 3, beim neuesten Tarnowitzer selbst 4, beim französischen Ofen auf einer Seite 3 Oeffnungen). Seltener haben die Oefen behuf Vergrösserung der Charge zwei Roste (Bleiberg in Belgien) statt eines.

Die an verschiedenen Orten in verschiedenen Oefen erzielten Resultate haben Cahen[1]) und Gruner[2]) zusammengestellt.

A. Verfahren für kieselsäurefreie oder sehr kieselsäurearme Erze.

Langsame Röstung u. s. w. bei niedriger Temperatur.

5. Kärnthner Process. Man röstet, allerdings auf Kosten der Zeit und damit des Brennmaterialaufwandes, der Arbeitslöhne und der Grösse der Production langsam bei niedriger Temperatur und führt auch die Reactionen bei möglichst niedriger Temperatur aus, um durch Verminderung der Bleiverflüchtigung das grösste Ausbringen und möglichst reines Blei zu erzielen, so dass das Mehrausbringen und der höhere Verkaufspreis des letzteren die obigen Nachtheile aufwägen können. Um die Reactionen in der Gewalt zu haben, nimmt man nur kleine Chargen von möglichst reinen Erzen, welche wieder einen kleinen, verhältnissmässig nur geringe Production bei grösserem Brennstoffaufwand zulassenden, aber in der Anlage billigen Ofen, bedingen, auf dessen geneigter Sohle das ausgeschiedene Blei, zur Verringerung des Bleiverlustes durch Verdampfung, sofort aus dem Ofen abfliesst. Modificationen in der Ofenconstruction bedingt hauptsächlich das zu Gebote stehende Brennmaterial: Holz (Kärnthen), Steinkohlen (Belgien), Gestrüppe (Spanien) u. s. w. Dadurch, dass man den Rost bei Holzfeuerung an die lange Seite des Herdes legt, erhält letzterer eine gleichmässigere Temperatur, als bei seiner Lage an der kurzen Seite. Man sucht bei diesem Process in möglichst niedriger Rösttemperatur das obige Verhältniss zwischen Bleisulfat und Sulfuret (S. 4, Formel *a* und *b*) herzustellen, wobei die Erfahrung, die richtige Erkennung der Temperatur, genommene Proben, die aufgewandte Zeit u. s. w. das Nöthige an die Hand geben (Röstperiode), dann steigert man unter stetem Durcharbeiten der Masse die Temperatur, so lange als noch Blei ausfliesst (Rühr-

1) B. u. h. Ztg. 1863, S. 368. 2) B. u. h. Ztg. 1869, S. 174.

periode) und reducirt das während dessen entstandene Bleioxyd (S. 4, Formel *c* und *d*) durch Einarbeiten von Reductionsmitteln, als Holzknüppeln, mageren Steinkohlen u. s. w. (Pressperiode). Da letztere bei höherer Temperatur durchgeführt wird, so ist das Pressblei unreiner als das Rührblei, indem sich bei der höheren Temperatur fremde Stoffe (Antimon, Kupfer) leichter reduciren. Dadurch, dass man in der letzten Periode die Rückstände an Blei möglichst zu erschöpfen sucht, steigen in dieser die Metallverluste und es dürfte sich zur Verringerung der letzteren empfehlen, die Pressperiode abzukürzen und lieber etwas reichere Rückstände im Schachtofen zu verschmelzen, namentlich bei einem grösseren Silbergehalt der Erze.

Beispiele. Kärnthen.

a) Betrieb mit Holz zu Bleiberg in Kärnthen.[1]) Sehr silberarme Kernschliege mit 72—76 Proc. Blei und Schlammschliege mit 67—73 Proc. Blei, mit geringen Mengen von Zinkblende, kohlensaurem, schwefelsaurem und molybdansaurem Bleioxyd, Galmei, Kalk, Flussspath, Asbest u. s. w. — Construction des Flammofens (Fig. 1, 2): *a* Herd, muldenförmig, 0.158 M. dick, aus einem Gemenge von Thon, armen Schlacken und aufbereitetem Gekrätz aufgestampft und durch die Hitze zusammenfrittend, mit $9^1/_2{}^0$ Neigung, 3.27 M. lang, 1.53 M. breit und sich an der Arbeitsöffnung *b* auf 0.316 M. zusammenziehend; *c* gemauerter Gurtenrost, 0.39 M. breit mit 60 Mm. weiten Rostöffnungen und 0.083 bis 0.124 Q.-M. wirksamer Fläche, bei 0.79 M. Ansteigen. *d* Feuerbrücke 1.1 M. lang, 0.144 M. breit, 0.366 M. über dem Roste; Flammloch 0.17 M. hoch. *e* Fuchs von 0.4 M. im Quadrat Weite, in den zur 0.47 M. weiten und 6.3 M. über der Sohle hohen Esse *f* führenden, 0,3 M. weiten und 0.4 M. hohen Canal *g* mündend, welchen man zur besseren Ausnutzung der Wärme der Feuergase wohl auch rund um den Ofen herum geleitet hat, bevor er in die Esse mündet. *h* Canal zur Rauchabführung vor der Arbeitsöffnung *b*, in letzterer ein Bügel zur Auflage des Gezähes und auf der Sohle derselben eine gusseiserne Rinne zur Abführung des Bleies in die Form. — Arbeitsverfahren: Ausbreiten der durch die Arbeitsthür eingeworfenen Charge von 168—196.4 Kilo mit der Krücke auf dem Herde des schwach rothglühenden Ofens. $^1/_4$stündiges Wenden des Erzes mit dem Spatel, schwaches Schüren während der dreistündigen Röstung, an deren Ende sich das Erz trocken anfühlt, die Schwefeldämmen verschwunden sind und sich am vorderen Theile des Herdes Bleitropfen zeigen; Erhöhung der Temperatur durch Schüren, $^1/_2$—$^1/_4$stündiges Durcheinanderarbeiten (Rührperiode), wobei während 5—6 Stunden über die Hälfte Blei (Jungfernblei) durch Reaction erfolgt; nach dem Aufhören des Bleiabfliessens in einen gusseisernen Kessel mehrmaliges Umarbeiten des Schmelzgutes und Zusammenziehen auf einen Haufen, Einarbeiten glühender Kohlen und starkes Feuern (Pressperiode), wobei sich innerhalb 3 Stunden bei meist doppeltem Verbrauch an Brennmaterial gegen die frühere Periode nahezu der Rest des Bleies reducirt:

Fig. 1.

1) Kerl, Met. 2, 54. B. u. h. Ztg. 1863, S. 9, 74, 125, 197, 368; 1869, S. 156. Percy-Rammelsberg, Bleihüttenk. S. 177. Vergleichung mit dem englischen Process B. u. h. Ztg. 1863, S. 286; 1870, S. 174; mit dem schlesischen Process in Oest. Ztschr. 1865, S. 102.

Ausziehen der Rückstände [1]) mit etwa 3—9 Proc. Blei, Pochen und Siebsetzen derselben zu einem Product mit 50—60 Proc. Blei, welches wieder in kleinen Portionen zur Charge gegeben oder für sich auf Krätzblei verarbeitet wird. Ausbringen bei 12stündiger Arbeit aus einer Charge mit 65—70 Proc. Blei an 60—65 Proc., also Verlust 5 Proc., wovon die Hälfte in den Rückständen bleibt und grossentheils noch gewonnen wird. Aufwand von

Fig. 2.

l. Eine Erzgattirung mit
erlust 2 56 Proc. vom Erz
Aufwand von 0.68 Cbkm.
0.44 Kil. pro 100 Kil. Erz.
hrend einer ersten Periode
es Herdes ab.
r Blei [2]) enthielt nach
itteregger (c):

).	c.
—	99.3003
021	0.0086
—	0.0040
052	0.0025
—	0.0005
025	0.0028
032	0.6865.

an langer Dauer, hauptsächlich wegen Zuführung der Oxydationsluft beim Rösten durch den Rost, durch Anwendung von Holz begünstigt, ferner an grossem Brennstoffaufwand und geringer Production; man hat aber vermieden, wesentlich an demselben zu rütteln, um der Qualität des Bleies nicht zu schaden, obgleich Versuche zu seiner Verbesserung wiederholt unternommen sind. Bei der billigen Ofenanlage (ein Ofen mit Esse kommt etwa auf 170 Thlr.) kann der Kärnthner Process da sich empfehlen, wo bei billigen Preisen des Brennmaterials eine verhältnissmässig nur geringe Bleiproduction aus reineren Erzen in Aussicht steht. Man verhüttet noch kalkige Erze mit 58 Proc. Blei.

Als zum Theil bewährt befundene Modificationen des Processes sind folgende hauptsächlich zu bemerken: Ausziehen der Rückstände einer Post vor dem Pressen und Hinzufügen derselben in der Pressperiode zu der folgenden Post, wobei weniger an Zeit als an Brennmaterial erspart und eine bessere Controle der Arbeiter erreicht wird, weil die Hauptperioden während der Tageszeit ausgeführt werden.[3]) Verlauf dieses Verfahrens: Röstperiode einer Charge von 168.4 Kil 3 –3½ St., Bleirühren während 3½—4 St. bei Erfolg von 56—73 Kil., Pressen der Rückstände von zwei Chargen während 7—8 St. bei Erfolg von 67.3—101 Kil Blei. Erfolg von 336.8 Kil. Erz in 21—23 St. 207 7– 213.8 Kil. = 61.7—63.3 Proc. Blei und 50.5—56 Kil. Gekrätz mit 3 Proc. Blei. — Bei Braunkohlenfeuerung wendet man eiserne Roste an mit einer Oeffnung an der Hinterwand zum Luftzutritt. — Verarbeitung grösserer Posten von 421 Kil. zu Raibl [4]) bei 21—22stündiger Dauer und erheblich erschwerter Arbeit. — Anwendung von Oefen mit zwei (Doppelöfen) oder drei Herden über einander (Tripelöfen [5]) zur Ersparung an Brennmaterial und Erhöhung des Durchsetzquantums, aber nicht bewährt gefunden wegen schwierigerer Regulirbarkeit des Feuers und kostspieliger Reparaturen. Gruner [6]) erhofft bessere Resultate, wenn man die beiden Herde terrassenförmig

1) Analysen in Kerl's Met. 1, 809. 2) B. u. h. Ztg. 1864, S. 321; 1868, S. 283; 1871, S. 144, 292. 3) B. u. h. Ztg. 1863, S. 199. 4) B. u. h. Ztg. 1863, S. 199. 5) B. u. h. Ztg. 1863, S. 200. Kerl, Met. 2, 57. Ann. d. min. 4. sér. 8, 300. 6) B. u. h. Ztg. 1869, S. 137.

neben einander legt, die Rührperiode abkürzt und die reichen Rückstände in einem besonderen Flammofen verarbeitet. — Bei älteren Schmelzversuchen im nordamerikanischen Bleiherd[1]) gaben nur die reineren Kernschliege gute Resultate hinsichtlich des Bleiausbringens, weniger die mehr blendigen Schlammschliege. Bei neueren Versuchen auf Spitalerhütte[2]) stellten sich die Kosten im Herdofen pro 56 Kil. Blei um 50 1/2 Kr. höher, als im Kärnthner Flammofen.

Davos und Holzappel.

Zu Davos[3]) in Graubündten und zu Holzappel[4]) im Nassauischen war auch Flammofenbetrieb mit Holz in Ausführung.

Südliches Spanien.

Im Innern des südlichen Spaniens[5]), wo nur Unterholz, Ginster, holzige Pflanzen als Brennmaterial zu Gebote stehen, wird dieses, um die Verbrennung zu verlangsamen und eine constantere Temperatur zu erhalten, auf einer soliden Unterlage des auch sonst eigenthümlich construirten Ofens (Boliche, Reverberero de Cuba oder Castellano, Horno reverberero) verbrannt (Fig. 3 und 4); z. B. auf der Hütte von Arrayañez: *a* geneigter Schmelzherd aus Thon, 2.3 M. lang, 2 M. breit, an der Hinterseite 0.9 M., mitten 1.3 M. und an der Vorderseite 1.1 M. hoch.

Fig. 3.

Fig. 4.

b Feuerungscanal, 0.66 M. breit und 1.67 M. lang, durch die Oeffnung *c* zu beschüren. *d* Bleisumpf von 0.355 M. Durchmesser, aus welchem das Blei in den Stechherd *e* abgestochen wird. *f* in den Herd *g* mündende Füchse, welche, sowie der Herd die Gase, die Verbrennungsproducte mehr in *a* zurückhalten sollen. Auf *g* sammelt sich auch viel Flugstaub. *h* Esse. Chargen von 575—690 Kil. Erz mit 72—75 Proc. Blei geben in 4 1/2—5 1/2 Stunden durchschnittlich 45—48 Proc. Blei und etwa 40 Proc. reiche Rückstände mit 18—22 Proc. Blei, aus denen noch beim Verschmelzen in kleinen Schachtöfen 12—15 Proc. ausgebracht werden. 3000 Kil. Ginsterverbrauch in 24 Stunden, Schmelzkosten für 100 Kil. Blei 4.426 Frcs.

Engis.

b) Betrieb mit Steinkohlen zu Engis[6]) in Belgien. Antimon- und arsenfreie und fast silberfreie Erze mit 93.56 Bleiglanz, 3.74 Blende, 2.31 Schwefelkies und 0.35 Kalkstein mit durchschnittlich 76 Proc. Blei bei 625 Kil. grossen Erzchargen. Ofen mit geneigtem Thonherd von 2 M. Länge, 1 3 M. Breite an der Feuerbrücke und 0.7 M. am tiefsten Punkte, mit Rost an der höchst gelegenen schmalen Seite (Unterschied vom Kärnthner Ofen), mit je einer Arbeitsthür am tiefsten Punkte und an einer Seite behuf Zuführung von Oxydationsluft, welche beim Kärnthner Holzofen durch den Rost tritt. Das Blei läuft durch den Schlitz einer Eisenplatte in einen von unten zu heizenden Kessel. Chargendauer 12 Stunden, Ausbringen bei Erzen mit 76 24 Proc. Blei von 70.50 Proc., also 5.74 Proc Verlust, mit Hinzurechnung der in einem kleinen Schachtofen verschmolzenen Rückstände (etwa 12 Proc. vom Erze mit 17—20 Proc Blei) nur 3.93 Proc. Verlust des verhütteten Erzes. Verbrauch von 550 Kil. Steinkohle auf 100 Kil. Erz; Kosten pro Tonne Erz (1000 Kil.) 20 Frcs., und zwar 9 Frcs. auf Arbeitslöhne, 7 Frcs. für Brennmaterial.

Rasche Röstung bei höherer Temperatur.

6. Englischer Process. Zur Beschleunigung des Processes, also zur Erhöhung der Production, werden grössere Chargen in

1) Karl, Met. 2, 58, 101. 2) B. u. h. Ztg. 1869, S. 406. 3) Karl, Met. 2, 59. 4) Karl, Met. 2, 58. B. u. h. Ztg. 1863, S. 368. 5) Karl, Met. 2, 59. B. u. h. Ztg. 1865, S. 279. Berggeist 1865, S. 45. Percy-Rammelsberg, Bleihüttenk. S. 107. 6) B. u. h. Ztg. 1863, S. 368; 1869, S. 137; 1870, S. 130, 381.

grösseren Oefen einer rasch steigenden Rösttemperatur, dann einer Reaction bei stärkerer Hitze ausgesetzt, wobei durch Wirkung von Bleisulfat auf Schwefelblei metallisches Blei ausfliesst (S. 4). Dieses läuft auf der muldenförmig geneigten Sohle auf kurzem Wege in eine jäh abfallende Vertiefung (Sumpf) innerhalb des Ofens (S. 9). Bei der kürzeren Röstdauer in höherer Temperatur bleibt unzersetzter Bleiglanz im Verhältniss zum entstandenen Bleisulfat im Ueberschusse; es müssen deshalb, indem man jedesmal bei geöffneten Thüren und verminderter Temperatur zuvor eine Röstung bewirkt, dann bei geschlossenen Thüren und erhöhter Temperatur die Reactionen so oft wiederholt werden, bis kein Blei mehr erfolgt. Gegen das Ende der Operation, wo bei dem wiederholten Oeffnen der Thüren Bleisulfat in Ueberschuss entsteht, wird bei den Reactionen ein Theil desselben durch die Steinkohlenflamme zu Schwefelblei reducirt, welches sich dann mit Sulfat in Blei und schweflige Säure umsetzt, bis es zuletzt an Sulfuret fehlt. Die im Flammofen selbst möglichst erschöpften Rückstände (graue Schlacken) werden dann ausgezogen und in Schlackenherden, grösseren Schachtöfen oder im Flammofen durch Eisen noch weiter entbleiet. Ein sich darin findender Kieselsäuregehalt pflegt hauptsächlich aus dem Herdmaterial oder den Ofenwänden herzurühren.

Bei der angewandten höheren Temperatur und dem immer heisser werdenden Ofen sind die Massen geneigt in Fluss zu gerathen und mit dem Blei in den Sumpf zu fliessen. Da alsdann dieselben sich schwieriger behandeln lassen und die Reactionen geschwächt werden (S. 5), so mengt man, so bald sie flüssig werden wollen, mittelst einer Schaufel eingeworfenes gelöschtes Kalkpulver ein, wodurch eine Ansteifung und durch das verdampfende Wasser eine Abkühlung der Masse eintritt.

Wirkung des Kalkes.

Ob der Kalk neben dieser mechanischen, auflockernden Wirkung, welche constatirt ist, noch eine chemische hervorbringt, ist noch nicht sicher entschieden. Nach Rivot zerlegt der Kalk auch kieselsaures und schwefelsaures Bleioxyd direct, dagegen Bleiglanz und Bleioxysulfuret nur bei Gegenwart von Luft unter Bildung von schwefelsaurem Kalk und Freimachen von Bleioxyd, welches dann auf Schwefelblei reagiren kann. Percy[1]) hält eine solche Wirkung auf Grund angestellter Untersuchung der Flammenofenschlacken für unwahrscheinlich.

Andere Theorie.

Auch ist für die chemischen Vorgänge bei den ersten Reactionen, wo das Schwefelblei im Verhältniss zum Bleisulfat noch im grossen Ueberschusse vorhanden ist, eine andere Theorie aufgestellt. Es soll sich neben Blei und schwefliger Säure Unterschwefelblei, Pb_2S mit 92,8 Proc., erzeugen (S. 1):

$$2\,\dot{P}b + \dot{P}b\,\ddot{S} = Pb + \dot{P}b + 2\,\ddot{S} \text{ oder}$$
$$2\,PbS + PbSO_4 = Pb + Pb_2S + 2\,SO_2,$$

welches, in der Hitze homogen, bei der auf die Reaction folgenden Abkühlung einen Theil seines Bleies entlässt und in Einfach-Schwefelblei übergeht, welches dann in gewöhnlicher Weise durch Bleisulfat weiter zersetzt wird. Letzteres kann sich auch mit Unterschwefelblei direct umsetzen:

$$\dot{P}b + \dot{P}b\,\ddot{S} = 3\,Pb + 3\,\ddot{S} \text{ oder}$$
$$Pb_2S + PbSO_4 = 3\,Pb + 3\,SO_2.$$

Vergleichung mit dem Kärnthner Process.

Im Vergleich zum Kärnthner Process gestattet der englische Process hinsichtlich der Grösse der Production in einer gewissen Zeit,

1) Percy, Lead, p. 236.

sowie der Ersparung an Arbeitslöhnen, Brennmaterial und Generalkosten Vortheile, aber bei der höheren Temperatur ist die Blei- und Silberverflüchtigung grösser (es sind deshalb umfangreiche Rauchcondensationsvorrichtungen erforderlich, Bd. 1, S. 206) und das Blei fällt bei nicht ganz reinen, andere Schwefelmetalle enthaltenden Erzen von geringerer Qualität aus. Ein Kieselsäuregehalt kommt bei der höheren Temperatur noch merklicher zur Wirkung und verträgt der Process höchstens 2 Proc. davon, wenn er in zufriedenstellender Weise verlaufen soll. [1])

Beispiele. Holywell.

Gewöhnliches Verfahren in Flintshire[2]) (Holywell, Bagilt). Kalkige Erze mit 70—75 Proc. Blei und 250—350 Grm. Silber[3]) in 1000 Kil., z. B. von der Zusammensetzung: Schwefelblei 89.95, Schwefelzink 0.99, Bleioxyd 5.15, Kalk 0.65, Eisenoxyd 0.29, Thonerde 0.13, Kohlensäure 1.62, unlösl. Rückstand 0.86. — Flammöfen (Fig. 5, 6): *a* Herd aus Thon aufgestampft oder von Flammofenrückständen (graue Schlacke) 0.15—0.3 M. hoch aufgeschmolzen, 3,4 M. lang, 2,8 M. mitten breit. *b* Herdgewölbe, 0.9 M. mitten über dem Herde. *c* Arbeitsöffnungen, 0.3 M. weit. *d* Aufgebetrichter. *e* Rost, 0.5 M. breit, 1.55 M. lang und 0.8 M. unter dem Gewölbe. *f* Schürloch, 0,3 M. weit. *g* Aschenfall. *h* Feuerbrücke, 1 M. lang, 0.6 M. breit und 0.5 M. unter dem Gewölbe. *i* Fuchs. *k* Esse. *l* Register oder Temper. *m* Stechherd, 0.6 M weit. *n* Verankerung. Ein Ofen hält 1—2 Jahre. — Einsetzen von 1066,8 Kil. Erz durch den Trichter in den noch rothglühenden Ofen, ½stündliches öfteres Wenden, stärkeres Röst-Feuer während 1 Stunde oder länger bei ein wenig geöffnetem Temper, geöffneten Thüren und öfterem Krählen und Wenden, ohne dass Schmelzung eintritt, Reinigen des Rostes, erste Reaction (Aufschäumen) bei stärkerem Feuer und geschlossenen Arbeitsthüren, während ½ Stunde Ausfliessen von Blei, Oeffnen der Thüren, Zurückschieben der in den Sumpf hinabgeschmolzenen Partien auf den oberen Theil des Herdes, Ansteifen der Masse durch Einmengen von Kalk, Umspateln derselben bei Luftzutritt und erniedrigter Temperatur während 1 Stunde, etwa ¼stündiges stärkeres Feuer bei geöffnetem Temper und geschlossenen Thüren (zweite Reaction), Ansteifen mit Kalk und ½stündiges Rösten bei geöffneten Thüren, ½stündige dritte Reaction, Oeffnen der Thüren, Ansteifen der Masse, Abstechen des Bleies, Verschliessen der Stichöffnung mit einem Kalkmörtelpfropf, Ausziehen der Rückstände oder grauen Schlacken (etwa 120—125 Kil. mit etwa

Fig. 5.

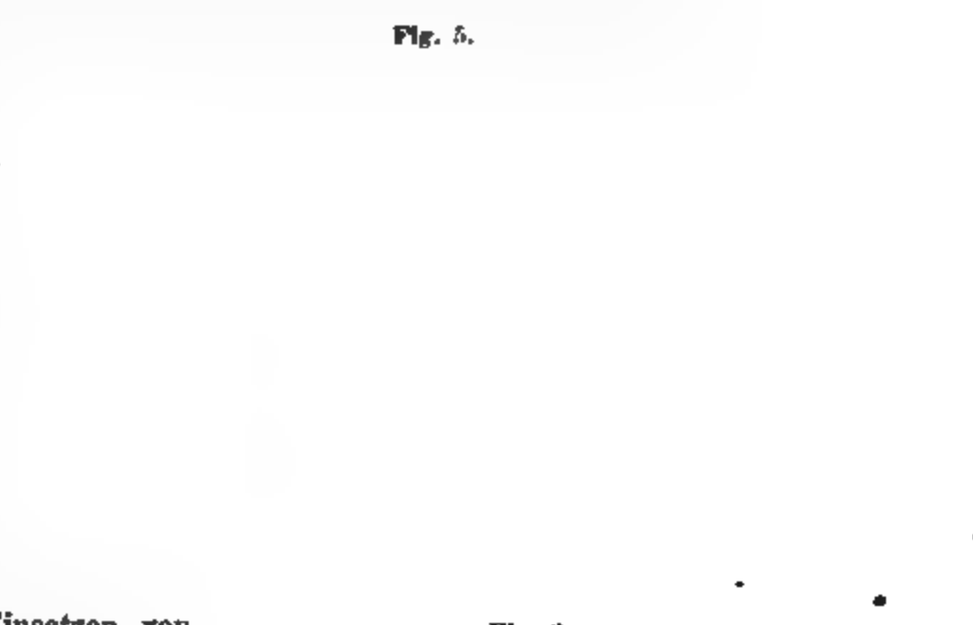
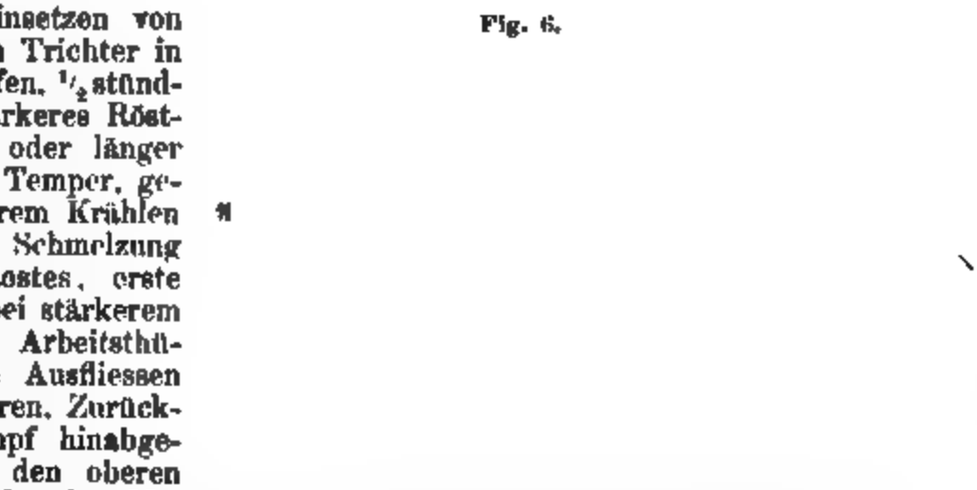


Fig. 6.



1) Prouss. Ztschr. 17, 368. 2) Karl, Met. 2, 64. B. u. h. Ztg. 1862, S. 342; 1863, S. 368. Percy-Rammelsberg, Bleihüttenk. S. 151. Rev. univers. 1871, Bd. 29, p. 87, 297. 3) Silbergehalt der englischen Erze in B. u. h. Ztg. 1862, S. 412.

55 Proc. Blei), Abkühlen derselben mit Wasser, Umrühren des Bleies im Stechherd mittelst durchlöcherter flacher Eisenschaufel mit Steinkohlenschlacken, Anzünden der entwickelten Gase durch aufgeschüttete heisse Cinder, Abschäumen der Masse und Zurückbringen des hauptsächlich Schwefelmetalle enthaltenden Schaumes zur nächsten Charge, Verschmelzen der Rückstände im Schlackenherd oder mit Eisenzuschlag im Flammofen. Zeitdauer einer Charge $5^1/_2$—6 Stunden. Bleiverlust 5—14 Proc.; 1066.8 Kil. gute Flintshireerze mit 75—80 Proc. Blei geben etwa 7366 Kil. Blei = 69 Proc., und zwar 62.8 Proc. direct im Flammofen und den Rest aus Schlacke und Rauch, mit 6095—8130 Kil. Kohlen bei 8 bis 14 Proc. Bleiverlust. Kosten pro 1000 Kil. Erz bei der Flammofenarbeit allein 10.61 Frcs., bei Flammofen-, Schlacken- und Raucharbeit 15.944 Frcs. (nach anderen Angaben 22.16 Frcs.); Arbeitskosten beim Kärnthner Process [1]) 27.20 Frcs.

Stipperstones.

Dem Flintshireprocess ähnlich ist derjenige von Stipperstones bei Shrewsbury.[2])

Ballycorus.

Ballycorus bei Dublin.[3]) Flintshireprocess, nur werden die Rückstände mit Silbererzen, Flussspath und Flugstaub bei niedriger Temperatur im Flammofen verschmolzen.

Spanien.

Spanien.[4]) Der an den Küsten Südspaniens, z. B. zu Adra ausgeführte englische Process giebt im Vergleich zu dem im Innern üblichen Kärnthner Process (S. 13) eine höhere Production, aber geringeres Ausbringen von Blei und dieses von minderer Qualität. Blei von Real Co,, Asturiana de minas, Rentaria refinado enthielt 0.00057 Cu, 0.00133 Sb, 0.00124 Fe, 0.00008 Zn, 0.0004 Ag, 0.01041 Bi Ni Spr.

Oberharz.

Oberharz.[5]) Wegen zu hohen Kieselsäuregehaltes der Bleiglanzschliege fielen Versuche ungünstig aus.

Modificationen des Flintshireprocesses.

Snailbeach.

Snailbeach[6]) bei Shrewsbury (Shropshire). Silberarmer Bleiglanz aus silurischen Schiefern mit Zinkblende, wenig Schwefelkies, spurenweise Schwerspath und Quarz, vorzugsweise Kalkspath; gewöhnliche Schliege mit 81 Proc. Blei. Schlammschliege mit 66—69 Proc. — Flammofen mit 5 Thüren, 3 auf der einen, 2 auf der anderen Seite, wo die dritte Thür fehlt, ist der Sumpf (S. 9). Längere Arbeitszeit (9 Stunden) bei niedrigerer Temperatur zur Erzielung eines höheren Ausbringens, allerdings auf Kosten von Brennmaterial und Arbeitslöhnen. 1066.8 Kil. Einsatz, 2 Stunden lang öfteres Wenden, 4 Stunden abwechselnde Röstung und Reaction, 2stündige Reaction bei Durchmengen der Masse und starker Hitze, Aussaigern der Rückstände vom Herd und aus dem Sumpfe vor der Feuerbrücke bei Kalkzusatz, Ausziehen der Rückstände, Abstechen und Abschäumen des Bleies, Verschmelzen der Rückstände (152.5 Kil. mit 40 Proc. Blei) im Schlackenherd[7]). Bleiverlust 5—6 Proc.; 5207 Kil. Kohlen auf 1066.8 Kil. Erz; Kosten pro 1000 Kil. Erz 17.50 Frcs., pro 1000 Kil. Blei 24.35 Frcs.

Alport.

Alport[8]) in Derbyshire. Erze mit 76—77 Proc. Blei, deren Gehalt an Bleicarbonat eine Abkürzung der Arbeitszeit und deren Schwerspathgehalt einen Zuschlag von Flussspath, wenn solcher nicht im Erz vorhanden, erfordert, welche beide eine so leichtflüssige Schlacke geben, dass trotz Einmengens von Kalk ihr Herabfliessen in den Sumpf nicht vermieden werden kann. Für Chargen von 812.8 Kil. ist der Ofen kleiner (Herdlänge 3.05 M., Herdbreite 2.44 M., Länge und Breite des Rostes resp. 1.3 und 0.61 M., Breite der Feuerbrücke 0.76 M., Abstand vom Gewölbe 0.43 M.) und über dem Bleistich am Sumpfe befindet sich ein Schlackenstich. Arbeitsdauer $4^1/_2$—5 Stunden, Ausbringen 71 bis 72 Proc.; Erfolg von 165 Kil. Schlacken mit 6—8 Proc. Blei, Verlust an 5 Proc., nach anderen Angaben 10 Proc. Im Uebrigen gleicht der Process demjenigen in Flintshire. Die Schlacken lassen sich vortheilhafter im spanischen, als im englischen Schlackenherd verschmelzen. Man unterscheidet Stich- und Ziehschlacke; letztere ist strengflüssiger als erstere.

---

1) B. u. h. Ztg. 1863, S. 267. Kerl, Met. 2, 68. 2) B. u. h. Ztg. 1863, S. 243, 255. 3) Dingl. 179, 448. B. u. h. Ztg. 1866, S. 323. 4) B. u. h. Ztg. 1862, S. 53. Kerl, Met. 2, 76. Percy, Lead, p. 252. Revue univers. 1871, Bd. 29, p. 104. 5) Karst. Arch. 2. R. 10, 90. B. u. h. Ztg. 1854, S. 166. Kerl, Oberharzer Hüttenprocesse 1860, S. 580. 6) B. u. h. Ztg. 1863, S. 243. 7) B. u. h. Ztg. 1863, S. 254, 263. 8) B. u. h. Ztg. 1862, S. 243. Kerl, Met. 2, 73. Percy-Rammelsberg, Bleihüttenk. S. 163. Rev. univ. 1871. Bd. 29, p. 98.

Analysen von englischen Flammofenproducten:

1) Blei. [1])

	Kupfer.	Antimon.	Eisen.	Zink.	Silber.
a.	0.0034	0.0046	0.0012	0.0070	0.0035
b.	0.0053	0.0074	0.0015	0.0018	0.0040
c.	0.0094	0.0021	0.0015	0.0010	0.0008
d.	0.0236	0.0058	0.0021	0.0018	0.0010
e.	0.0758	0.0032	0.0022	0.0032	0.0020.

a. Von Wme Blackett et Co., 1868 nach Michaelis. b. Joster Blackett et Wilson, 1868 nach Dems. c. Enthoven and Sons 1868 nach Dems. d. Common Lead Co., beste Sorte, 1868 nach Dems. e. Pontifex and Wood, ausgesuchte Waare, 1868 nach Dems.

2) Verändertes Erz und Rückstände.

	a.	b.	c.	d.	e.
Schwefelblei	63.82	53.32	24.76	4.35	0.90
Bleioxyd	27.25	31.49	43.12	47.50	48.87
Bleisulfat	3.42	4.78	6.94	14.02	9.85
Bleigehalt	84.92	78.65	66.22	47.86	52.88.

a. Erz von der S. 15 angegebenen Zusammensetzung, $1^1/_2$ St. nach Beginn der Arbeit, nach Percy. b. 2 St. später. c. Nach $^3/_4$ St. d. Nach $^1/_2$ St. e. Rückstände nach dem Abstechen.

3) Bleirauch.

	a.	b.
Bleioxyd	46.54	62.26
Schwefelblei	4.87	1.05
Zinkoxyd	1.60	1.60
Eisenoxyd Thonerde	4.16	3.00
Kalkerde	6.07	3.77
Schwefelsäure	26.51	25.78
Unlösliches	10.12	1.97.

a. Bleirauch von Bagilt nach Weston, aus dem Flammofen. b. Desgl. von verschiedenen Oefen vom Boden der Esse.

7. Combinirter kärnthner und englischer Process. Zur Erlangung der Vortheile beider Processe unter möglichster Beseitigung ihrer Schattenseiten hat man vom kärnthner Process die langsame Röstung bei niedriger Temperatur behuf Erzielung eines grossen Bleiausbringens und möglichst reinen Bleies, vom englischen Process die grosse Production bei Ersparung an Brennmaterial, Arbeitslöhnen und Generalkosten durch Anwendung grosser englischer Oefen bei grösseren Chargen entlehnt und dabei noch die Modification gemacht, dass man die Reactionen im Flammofen selbst nicht bis zur möglichsten Erschöpfung der Rückstände an Blei fortsetzt (gerade in der letzten Periode entsteht bei der gestiegenen Temperatur der grösste Bleiverlust), sondern den bei möglichst niedriger Temperatur ausgeführten Process früher unterbricht, dann eine grössere Menge reicherer Rückstände (mit 35—40 Proc. Blei) auszieht und diese im Schachtofen verschmilzt, wobei der Bleiverlust geringer ausfällt, als bei der möglichsten Entarmung im Flammofen. Ein solcher Process, in Snailbeach (S. 16) zuerst angestrebt, hat in Tarnowitz einen hohen Grad der Vollkommenheit erhalten.

Langsame Bearbeitung grösserer Chargen in niedriger Temperatur. Reine Erze.

1) B. u. h. Ztg. 1871, S. 144.

Unreine Erze.

Derselbe ist auch geboten, wenn aus antimon- und kupferhaltigen Erzen ein möglichst reines Blei erhalten werden soll (Bleiberg in Belgien). Es bleiben dann, — wenn man die Reactionen noch weniger weit treibt, als bei reinen Erzen, so dass Rückstände mit 50—60 Proc. Blei entstehen —, Antimon und Kupfer wegen grosser Verwandtschaft in den im Schachtofen zu verschmelzenden Rückständen und es erfolgt ein reineres Blei. Dabei kann sich bei silberarmen Erzen der geringe Silbergehalt in dem Flammofenblei von dem ersten Abstich so ansammeln, dass sich derselbe mit Vortheil gewinnen lässt (S. 7).

Beispiele. Tarnowitz.

a) Tarnowitzer Process für reine Erze.[1]) Bleiglanze mit sehr geringem Gehalt an Kieselsäure (etwa 1 Proc. Thon), 2—3 Proc. Carbonaten von Kalkerde, Eisenoxydul und Zinkoxyd, so wie grösseren Mengen Bleicarbonat und Bleisulfat (z. B. von Friedrichsgrube resp. 23.6 und 11.5 Proc., von Paul Richard Grube 45 und 9.2 Proc.), welche letzteren eine wesentliche Abkürzung der Röstzeit zulassen, mit 69—74 Proc. Blei und 0.0734—0.0764 Proc. Silber. — Aeltere Flintshire-Oefen[2]) mit 3.76 M. langem und 3.45 M. breitem Herde für 2000 Kil. Einsatz mit 6 Arbeitsöffnungen und Sumpf vor einer der hintersten Arbeitsöffnungen sind durch grössere neuere[3]) für 3750 Kil. Charge mit 8 Arbeitsthüren von folgenden Dimensionen ersetzt: Herdlänge 5.07 M., Herdbreite 2.772 M., Feuerbrücke 1.883 M. lang und 0.732 M. breit, Rost 0.523 M. breit und 2.51 M. lang. Arbeitsöffnungen 0.262 M. breit und 0.209 M. hoch, Fuchs 1.36 M. weit und 0.392 M. hoch, in 4 Schlitze getheilt. Herd zu unterst aus Sand, dann Rollschicht aus Ziegeln 0.157 M. dick, Gestübbesohle und aufgeschmolzene Sohle aus basischen Herdfrischschlacken. — Arbeitsverfahren im älteren Ofen, und zwar Röstperiode: Chargiren in den dunkelrothglühenden Ofen bei festgeschlossenem Fuchsschieber, Ausbreiten des Erzes 78—105 Mm. hoch, mässiges Feuern mit Cindern, Temperatur 500—600" (unter der des schmelzenden Bleiglanzes und über der des schmelzenden Bleies), lebhafte Röstung nach $^3/_4$—1 St. bei einmaligem Wenden und wenig geöffnetem Fuchsschieber, öfteres Probenehmen zur Bestimmung des Zeitpunktes zum Wenden, gewöhnlich in Pausen von 20—25 Min. erfolgend, 8—9maliges Wenden, Ende der Röstperiode nach 3—4 St.; Reactionsperiode: schärferes Feuern bei weiter geöffnetem Fuchs unter Arbeiten im Herd, Abstechen des Bleies aus dem Sumpf nach 1—1$^3/_4$ St., wenn in Folge Abkühlung kein Blei mehr kommt, stärkeres Feuern bei entsprechend geöffnetem Fuchsschieber und geschlossenen Arbeitsöffnungen, wobei in Folge Einwirkung reducirender Gase (S. 14) Blei ausfliesst, Arbeiten im Herd und Nachtragen von Kalk, wenn Fluss eintreten will, mehrmaliges Nachfeuern, zweiter Abstich nach 1$^1/_2$—2 St., noch dreimalige Wiederholung des Anfeuerns und Durcharbeitens, zuletzt Einsatz des beim Umrühren des Bleies im Stechherd mit Steinkohlenklein erfolgenden Abstrichs, Ausziehen der Rückstände, 200—300 Kil., nach 7stündiger Reactionsperiode, Ausbessern des Herdes, Verschmelzen der Rückstände im Schachtofen, des Rauches im Flammofen; Werkblei zum Entsilbern durch Zink. Solche Rückstände enthielten 33.18 Bleioxyd, 13.27 Bleisulfat, 22.86 Zinkoxyd, 8.96 Eisenoxyd, 11.19 Kalk, 1.82 Schwefeleisen, 3.56 Kieselsäure, 4.82 Kohle und 0.015 Silber. Es lieferten 100 Kil. bleiische Geschicke mit 72.97 Proc. Blei und 0.0746 Proc. Silber bei einem Verbrauch von 46 Kil. Kohlen 63.84 Proc. Werkblei, 15.92 Proc. Rückstände mit 39 Proc. Blei und 2.75 Proc. Rauch mit 50 Proc. Blei bei einem Ausbringen von 87.49 Proc. Blei und 99.9156 Proc. Silber, entsprechend einem Verluste von 1.65 Proc. Blei und 0.00008 Proc. Silber. Bei den neueren grösseren Oefen beträgt der Brennmaterialverbrauch pro 100 Kil. Erz nur wenig mehr, als die Hälfte des Verbrauchs in den kleinen Oefen; die Arbeitslöhne sind nicht gestiegen.

Ausser der Arbeit in den grossen Oefen verschmilzt man in den kleineren Oefen Chargen von 1500 Kil. Bleiglanzschlieg mit 40—50 Proc. Blei und 500 Kil. Weissbleierz bei 15—24 Proc. Ausbringen an Werkblei, die Rückstände davon

---

1) Preuss. Ztschr. 14, 225; 19, 157. Oest. Ztschr. 1865, S. 102. B. u. h. Ztg. 1864, S. 294; 1866, S. 26; 1869, S. 173. 2) Preuss. Ztschr. 14, 226, Taf. 8. 3) Preuss. Ztschr. 19, 157, Taf. 8.

kommen gemeinschaftlich mit im Flammofen zusammengesinterten armen blendigen Schliegen zum Schachtofenschmelzen mit Eisenfrischschlacken. Eine Niederschlagearbeit solcher Schliege im Flammofen ist wieder aufgegeben.

Belgien.

b) Belgischer Process zu Bleiberg mit antimon- und kupferhaltigen Erzen.[1]) Bleiglanz mit 80 Proc. Blei, Blende, Schwefelkies und etwas Quarz, ausserdem 0.76 Proc. Antimon, 0.006 Proc. Kupfer und 145 Grm. Silber in 1000 Kil. Blei. Grosser Flammofen mit 2 Rosten zur Begünstigung der Gleichmässigkeit der Temperatur und zur Brennmaterialersparung. (Fig. 7—9.) *a* Herd, 4.7 M. lang, 2.9 M. breit. *b* Feuerbrücken, 0.6 M. breit, 0.3 M. unter dem Gewölbe. *c* Roste, 2 M. lang und 0.4 M. breit. *d* Arbeitsöffnungen. *e* Aschenfall. *f* Füchse, in horizontale Züge *g* mündend, mit dem zur Esse gehenden Zugcanal *h* in Verbindung. *i* Stechherd vor der einen mittleren Arbeitsöffnung; der Herd neigt sich gleichmässig mit 0.2 M. Neigung pro M. nach dem Stich hin. — Arbeitsverfahren: Charge von 1000 Kil. $^1/_2$ Stunde in Rothgluth, dann unter stetem Umarbeiten 6stündige Röstperiode, wobei die Hitze gegen Ende bis zur Kirschrothgluth steigt, Reactionsperiode während 8 Stunden, indem man die Temperatur bei

Fig. 7.

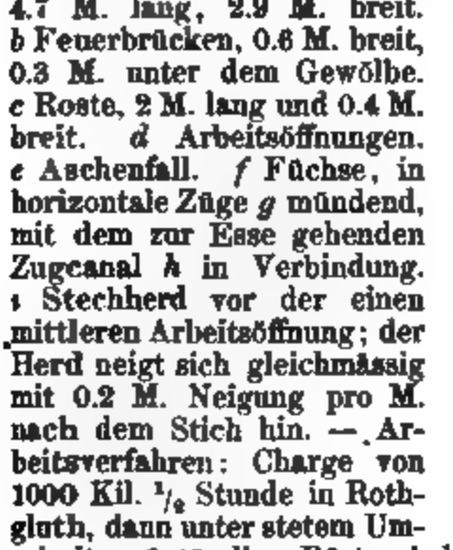


Fig. 8.

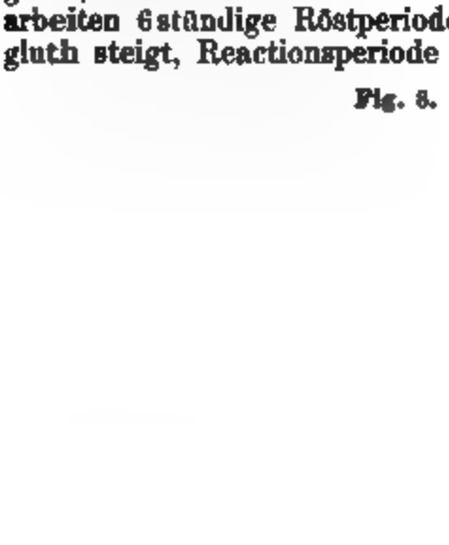
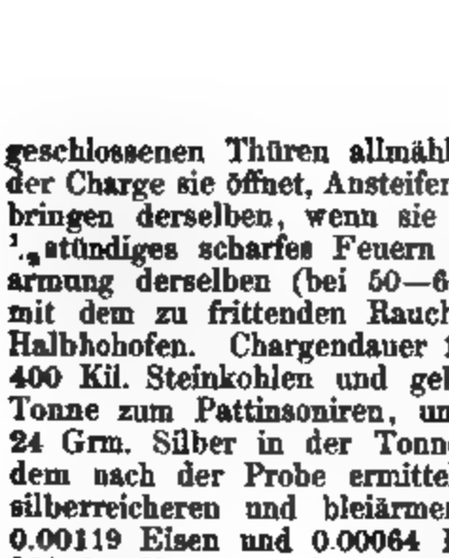


Fig. 9.



geschlossenen Thüren allmählich steigert und alle halbe Stunden behuf Wendens der Charge sie öffnet, Ansteifen der Masse mit Kalk oder Sägespähnen und Zurückbringen derselben, wenn sie in den Sumpf theilweise geflossen, auf den Herd, $^1/_2$stündiges scharfes Feuern zum Fritten der Rückstände, Ausziehen und Entarmung derselben (bei 50—60 Proc und mehr Blei und bis 2 Proc. Antimon) mit dem zu frittenden Rauch der Flugstaubkammern und Bleiraffinirkrätzen im Halbhohofen. Chargendauer 16 Stunden, 1000 Kil. Erz mit 79.34 Blei erfordern 400 Kil. Steinkohlen und geben 524.5 Kil. Werkblei mit 258 Grm. Silber in der Tonne zum Pattinsoniren, und 331.1 Kil. Rückstände mit 66.36 Proc. Blei und 24 Grm. Silber in der Tonne. Gesammter Bleiverlust mit der Entsilberung von dem nach der Probe ermittelten Bleigehalt 5.09 Proc (zu Tarnowitz bei einem silberreicheren und bleiärmeren Erz 4.7 Proc. und weniger). Das Blei enthält 0.00119 Eisen und 0.00064 Kupfer; vor Einführung der Zinkentsilberung nach Michaëlis 0.0014 Cu, 0.0037 Sb, 0.0016 Fe. 0.0016 Zn, 0.0008 Ag.

1) B. u. h. Ztg. 1863, S. 388; 1869, S. 157; 1870, S. 130. Kerl, Met. 2, 85. Rev. univers. 1863, Bd. 13, p. 1.

Vergleichung verschieden er Processe.

Nach Gruner[1]) können die verschiedenen Flammöfen jährlich bei 300 Arbeitstagen folgende Quantitäten Erz (Tonnen à 1000 Kil.) mit 70—80 Proc. Blei verarbeiten:

Einfacher Kärnthner Ofen (S. 11)	150 Tonnen.
Ofen zu Engis (S. 13)	350—400 „
Bleiberger Ofen mit 2 Feuerungen (S. 19)	1200 „
Englischer Ofen zu Snailbeach (S. 16)	1000 „
Englischer Ofen von Flintshire (S. 15)	1200 - 1400 „
Englischer Ofen von Tarnowitz (S. 18)	1200 - 1400 „

Percy theilt noch nachstehende Verhältnisszahlen von den einzelnen Flammofenprocessen mit:

	Bleigehalt der Erze.	Chargengrösse.	Bleiproduction für gleiche Zeiten.
Bleiberg	67.4 Proc.	1	1
Spanien	77.5 „	4	6
Alport	— „	5	7.5
Holywell	75 - 80 „	6	113.6
Tarnowitz	73 „	6—10	16

B. Verfahren für Erze mit bis 7 Proc. Kieselsäure.

Wesen des Processes.

8. Französischer oder Bretagner Process. Dieser Process ist eine durch einen gewissen Kieselsäuregehalt der Erze (4—5, selbst noch 6—7 Proc. Kieselsäure) herbeigeführte Modification des kärnthner Processes. Weil die Kieselsäure schon bei niedrigen Temperaturen mit dem Bleioxyd leichtschmelzige Verbindungen eingeht, welche die Röstung beeinträchtigen und sich mit Schwefelblei nur sehr unvollständig zerlegen (S. 4), so wird letztere bei der möglichst niedrigen Temperatur begonnen und sehr langsam geleitet, indem man von Zeit zu Zeit die erzeugten 40—50 Mm. starken Krusten von Bleisulfat zerschlägt, unter das Röstgut spatelt und dasselbe wiederholt von heisseren nach kälteren Stellen translocirt. Sobald die Temperatur so hoch gestiegen ist, dass das Oxydische aufs Geschwefelte einzuwirken beginnt, zeigen sich einzelne Bleitropfen und die Masse fängt an zu klümpern. Wird dann unter Erhöhung der Temperatur die Reaction eingeleitet, so entsteht in Folge des bei der langsamen Röstung in niedriger Temperatur entstandenen Ueberschusses von Bleisulfat bei dessen Einwirkung auf noch unzersetztes Schwefelblei hauptsächlich Bleioxyd (S. 4 Formeln *c* und *d*), welches man durch Einmengen von Holzknüppeln oder mageren Steinkohlen reducirt. Dabei erhöht man die Temperatur immer mehr, bis zuletzt kein Blei mehr kommt. Durch Einwirkung des Holzes auf noch vorhandenes Bleisulfat entsteht Schwefelblei, welches oxydische Bleiverbindungen zerlegt.[2]) Man sucht, was aber auf die Bleiverflüchtigung begünstigend einwirkt, die Rückstände im Ofen selbst möglichst zu erschöpfen, den Rest verschmilzt man im Krummofen oder mit eisenhaltigen Zuschlägen im Flammofen (Vienner Ofen), wohl unter Zusatz von silberhaltigen Erzen.

Um die Temperatur mehr in der Gewalt zu haben, wendet man kleinere Chargen und Oefen von geringeren Dimensionen als in

1) B. u. h. Ztg. 1869, S. 174. 2) Erdm. J. f. pr. Chem. 11, 68.

England an, mit 3 Arbeitsthüren nur an einer Seite und mit einem Sumpf vor der Mittelthür.

Beispiele. Poullaouen.

Poullaouen in der Bretagne.[1]) Silberhaltiger Bleiglanz mit 65—66 Proc. Blei, Zinkblende, Schwefelkies und bis 5 Proc. Quarz. — Flammofen (Fig. 10. 11): *a* Herd, 3.33 M. lang und 1.95 M. breit. Gewölbe 0.30 M. über der 0.66 M. breiten Feuerbrücke. *l* Arbeitsthüren, vor der mittleren der Sumpf. *s* Stechherd. Rost 1.30 M. lang und 0.50 M breit. *g* Fuchs. *h* geschleifte Esse mit Register. Arbeitsgang: Charge von 1300 Kil., $5^1/_2$ Stunde Rösten bei ganz allmählich steigender Temperatur unter periodischem Einspateln der sich wiederholt bildenden Bleisulfatkrusten. Einmengen von Holz während 4—5 Stunden, Abstechen des Bleies, Steigerung der Temperatur unter Einmengen von Holz und Wenden, Bleiabstich nach $1^1/_2$ St., dritter Abstich nach wieder $1^1/_2$ St., nachdem vorher die Masse von der Hinterthür an die Feuerbrücke gebracht worden; Ausziehen der Rückstände (etwa 33 Proc.) mit 20—30 Proc. Blei und Verschmelzen derselben im Flammofen mit bleiischen Producten, Eisen und Silbererzen. Chargendauer 16 Stunden.

Fig. 10.

Fig. 11.

Ausbringen 71 Proc. des im Erze enthaltenen Bleies im Flammofen; 20 Proc. bleiben in den Rückständen. Gesammter Bleiverlust 4—7 Proc. Schmelzkosten pro 1000 Kil. Erz 18 Fr. 623 C.

Corfali, Binsfeldhammer, Pesey, Bottino.

Ein ähnlicher Process wird zu Corfali[2]) in Belgien und wurde zu Binsfeldhammer[3]) bei Stolberg ausgeführt, an welchem letzteren Orte die französischen Oefen nur noch zur Reduction von Glätte und Oxyden von der Zinkentsilberung benutzt werden, während das Schmelzen des gerösteten Erzes in einem 6förmigen Pilz'schen Schachtofen stattfindet. Zu Albertsville[4]) (Pesey) in Savoyen und zu Bottino[5]) in Toskana arbeitete man früher mit einem, durch eine vertikale Scheidewand in zwei Herde getheilten Ofen.

Oberharzer Versuche.

Die im englischen Flammofen versuchte Verarbeitung Oberharzer Bleiglanze (S 16) gelang auch nach französischer Methode[6]) nicht, wegen zu hohen Kieselsäuregehaltes der Erze (12 Proc. und mehr). Erze mit 4—7 Proc. Kieselsäure geben noch ein Ausbringen von 88 - 90 Proc., über 7 Proc. hinaus erfolgt eine nur unvollständige Bleiausscheidung in Folge reichlicher Silicatbildung.

---

1) Kerl, Met. 2, 80. B. u. h. Ztg. 1863, S 367, 368; 1869, S. 137. Ann. d. min. 6. sér. 13, 335. 2) Kerl, Met. 2, 85. B. u. h. Ztg. 1863, S. 367, 368. 3) Kerl, Met. 2, 87. B. u. h. Ztg. 1863, S. 367, 368. 4) Ann. d. min. 3. sér. 18, 161; 4. sér. 4, 331. Kerl, Met. 2, 88. 5) Kerl, Met. 2, 89. 6) Kerl, Oberharzer Schmelzprocesse 1860, S 581. B. u. h. Ztg. 1854, S. 217. Preuss. Ztschr. 17, 368.

2. Capitel. **Niederschlagsarbeit im Flammofen.**

Anwendbarkeit dieses Processes.

9. Allgemeines. Dieser Process, bei welchem der Bleiglanz entweder im Wesentlichen allein durch Eisen (Vienner Process) oder theils durch einen Röstreactionsprocess, theils durch Eisen zerlegt wird (Cornwaller Process), kommt in Anwendung entweder bei für den Reactionsprocess nicht hinreichend reinen, namentlich zu kieselsäurereichen Erzen oder wenn es sich darum handelt aus kupferhaltigen Erzen den Kupfergehalt möglichst wenig ins Blei zu führen, sondern in einem Schwefeleisen enthaltenden Stein zu concentriren.

Der Röstung unterwirft man gewöhnlich kiesige Erze, welche im rohen Zustande zu viel Eisen erfordern würden; desgleichen silberreichere, um das Silber möglichst im Blei zu concentriren und nicht in einer grösseren Menge Stein anzusammeln. Phillips empfiehlt am Ende der Röstung unter starker Steigerung der Temperatur durch Quarzsandzusatz die Schwefelsäure auszutreiben.

Erze dieser Art würden sich ihrer Natur nach, namentlich wenn sie bleiärmer und silberreicher sind, hinsichtlich des Brennstoff- und Materialaufwandes, des grösseren Durchsetzquantums und geringerer Löhne, auch wohl geringerer Silber- und Bleiverluste für den Schachtofen eignen, allein Lokalverhältnisse, z. B. billige Brennmaterial- und Eisenpreise, geringe Production, schwierige Beschaffung eines Gebläses, weiterer Erztransport u. s. w., können der Flammofen-Niederschlagsarbeit das Wort reden. Namentlich pflegt man in Gegenden, wo sonst die reinen Bleierze im Flammofen verhüttet werden, auch unreinere Erze und die Rückstände aus letzteren im Flammofen mit Eisen zu verschmelzen. Blendige Bleierze, welche im Schachtofen viel Ofenbrüche geben, können sich bei billigem Brennmaterial im Flammofen mit Eisenfrischschlacken verschmelzen lassen und zwar mit letzteren vortheilhafter, als mit metallischem Eisen (Tarnowitz).

Werth des Processes.

10. Verschmelzen ungerösteter Erze und Producte mit Eisen (Vienner Process). Behuf Zerlegung des rohen Bleiglanzes durch metallisches Eisen bedarf's einer hohen Temperatur, welche den Bleiverlust, Gezähverbrauch und die Zerstörung des Ofens begünstigt, auch den Brennstoffverbrauch erhöht, weshalb dieser Process namentlich bei höheren Eisenpreisen nur eine beschränkte Anwendung finden kann. Die erforderliche Zerkleinerung der Materialien kann kostspielig sein.

Beispiele. Vienne.

Zu Vienne[1]) im Departement Poitou verschmolz man in einem Flammofen mit eiförmigem geneigten Herde von 2.68 M. Länge und 1.35 M. Breite während 3—6 Stunden mit 75 - 250 Kil. Eisen 1000 Kil. Bleiglanz mit 54 Proc. Blei, wobei von letzerem 26.8 Kil. und Leche mit $1-1^1/_2$ Proc. Blei erfolgten. Dieser Process ist auf Rhonehütten[2]) ausgeführt, zu Poullaouen[3]) durch Krummofenarbeit[4]) ersetzt und in Tarnowitz[5]) wieder aufgegeben (S. 19).

Wesen des Processes.

11. Verschmelzen gerösteter Erze (Cornwaller Process). Das vorherige Rösten kiesiger Erze, gewöhnlich mit einem Kupfer-

---

1) Kerl, Met. 2, 92. 2) Ebend. Bd. 2, S. 93. B. u. h. Ztg. 1859, S. 250. 3) Kerl, Met. 2, 93. 4) B. u. h. Ztg. 1859, S. 349. 5) Preuss. Ztschr. 19, 158.

gehalt, bezweckt wie bemerkt eine Ersparung an Eisen und die Erzeugung einer geringeren Menge von Stein, was wieder ein grösseres Ausbringen an Silber im Blei und einen geringeren Rückhalt davon im Stein zur Folge hat. Der Grad der Röstung richtet sich hauptsächlich nach dem anzureichernden Kupfer, dann auch nach dem Silbergehalt. Man setzt das in einem besonderen Ofen geröstete Erz im Schmelzofen (flowing furnace) zunächst ohne Eisenzusatz bei geschlossenen Thüren einer höheren Temperatur aus, wobei Bleisulfat und Schwefelblei durch Reaction unter Abscheidung von Blei sich zerlegen, dann erst wird bei verstärktem Feuer Eisen zur Zerlegung des unzersetzt gebliebenen Schwefelbleies hinzugefügt. Man erhält auf diese Weise in der ersten, minder heissen Reactionsperiode das meiste Blei, und zwar mit geringerem Bleiverlust und reiner; das dann bei höherer Temperatur vorzunehmende Schmelzen mit Eisen giebt unreineres Blei mit grösserem Verlust. Um zu verhüten, dass bei Anwesenheit von oxydirtem Blei nach der Reaction das Eisen als Reductionsmittel für ersteres auftritt, fügt man in der letzten Periode neben Eisen Kohle, Anthracit, Sägespähne u. s. w. hinzu.

Beispiele. Cornwall.

Par[1]) und de Point bei Truro in Cornwall. Rösten von kupferhaltigem Bleiglanz mit 65—70 Proc. Blei in Posten von 1333.5 Kil., zuweilen 2133.5 Kil. während 15—20 St. mit 285.7 Kil. Steinkohle per 1000 Kil Erz bei stündlichem Durchkrählen, unter Zusatz von Kalk zur Verhinderung des Sinterns. Kleiner Röstofen für Chargen von 1333.5 Kil. (Fig. 12): *a* Herd, in der Mitte 3.2 M., an der Feuerbrücke *b* 1.7 M., an der Arbeitsthür 0.4 M. breit und 3.9 M. lang. *b* Feuerbrücke, 0,8 M. breit. *c* Feuerungsraum, 0.9 M.-Q. *d* Arbeitsthüren, 0.9 M. breit. *e* Arbeitsthür, 0.3 M. breit. *f* Ausräumlöcher. Tiefe des Rostes unter dem Gewölbe 1.5 M., Höhe der Feuerbrücke über dem Roste 0.9 M., über dem Herde 0.4 M., Höhe des Gewölbes über dem Herd an der Feuerbrücke 0.9 M., am Fuchse 0.45 M.

Fig. 12.

Schmelzen in einem Ofen mit geneigtem Herd (Flowing furnace, Fig. 13). *a* Schmelzherd, muldenförmig nach dem ausserhalb in der Hüttensohle liegenden Stechherd *b* geneigt, 2.5 M. breit, 3.8 M. lang. *c* Feuerung, 0.9 M.-Q. *d* Arbeitsöffnungen, 0.4 M. breit, 0.25 M. hoch. *e* Arbeitsöffnung, 0.25 M. breit; unter der Arbeitsöffnung *f* eine Eisenplatte mit Abflussschlitz für den Stechherd *b*. *g* Feuerbrücke, 0.9 M. breit. Rost 1.5 M. unter dem Gewölbe und 0.9 M. unter der Feuerbrücke. Gewölbhöhe über dem Herd an der Feuerbrücke 0.85 M., am Fuchs *h* 0.5 M. *i* Reservoir zur Aufnahme des Steines. *k* Schlackenrinne. *l* Schlackenbassin ausserhalb des Gebäudes.

Fig. 13.

Schmelzen einer Charge von 2133.6 Kil. geröstetem Erz bei geschlossenen Thüren während 2—3 Stunden, wobei reichlich Blei ausfliesst durch Wirkung des Geschwefelten aufs Oxydische, Einmengen von Kalk und Culm behuf Trocknens, Ausbreiten der Charge, Einbringen von 50—100 Kil. altem Eisen vor das Stichloch, Einschmelzen der Massen bei geschlossenen Thüren, Abstechen von Blei und Stein, welch letzterer durch einen Schlitz im Stechherd in einen Vortiegel gelangt, Erweiterung der Stichöffnung, sobald sich Schlacke zeigt, und Ablassen derselben durch die Rinne *k* in ein Bassin *l* im

1) B. u. h. Ztg. 1862, S. 75. Kerl, Met. 2, 75. Percy-Rammelsberg, Bleihüttenkde. S. 173. Ronna in Revers. univ. 1871, Bd. 29, p. 114.

Freien. Chargendauer 8 Stunden. Brennmaterialverbrauch 380—430 Kil. pro 1000 Kil. Erz. Rösten des Steines und nochmaliges Schmelzen zur Ausziehung von Blei und Silber und Erzeugung eines Steines mit 8—15 Proc. Kupfer. Das antimon- und kupferhaltige Blei wird behuf des Pattinsonirens in Chargen von 4267 Kil. in 4 St. raffinirt, die Schlacke mit $^1/_2$—1 Proc. Blei abgesetzt.

In ähnlicher Weise verschmilzt man in solchen Oefen in Flintshire Flammofenrückstände (graue Schlacken), zuweilen unter Zusatz von Silbererzen, Silber- und Goldkrätz und bleiischen Geschicken.

Peru und Mexico. In Peru[1]) verschmilzt man Bleierze unter Kochsalzzuschlag und in Mexico[2]) in Oefen mit langgezogenem geneigten Fuchs, auf welchem die Röstung stattfindet.

2. Abschnitt.

Bleigewinnung in Herdöfen.

Anwendbarkeit. **12. Allgemeines.** Die Herdöfen[3]), niedrige aus Gusseisen hergestellte und mit Mauerwerk umgebene Gebläseöfchen, erfordern mindestens eben so reine Erze, als die Flammöfen für Röstreactionsarbeit und finden auch in denselben ähnliche chemische Vorgänge jedoch mit dem Unterschiede statt, dass im Herdofen die Reaction unmittelbar auf die Oxydation folgt, im Flammofen aber in beträchtlichen Zwischenräumen. Theorie der Processe. Der auf einer Brennmaterialunterlage der Form sich allmählich nähernde und glühend werdende Bleiglanz erleidet durch die Gebläseluft eine Röstung, es entsteht unter Entwicklung von schwefliger Säure erst Unterschwefelblei, dann Bleioxyd und Bleisulfat. Kommt nun die Beschickung ins Bereich der Form, so wirken die erweichten Massen derartig auf einander ein, dass das Bleisulfat sich mit dem Schwefelblei zu metallischem Blei umsetzt (S. 4, Formel *b*). Auch können die eisernen Herdwände entschwefelnd und reducirend einwirken. Da bei zu hoher Temperatur durch eintretenden völligen Fluss die Massen ganz ähnlich wie im Flammofen (S. 5) weniger auf einander reagiren, so sucht man einer zu starken Steigerung der Hitze dadurch entgegen zu wirken, dass man in gewissen Zwischenräumen den Wind abstellt und die Masse behuf Abkühlung und unter Absonderung des Haltigen vom Unhaltigen aus dem Herd auf die Herdplatte zieht und das Haltige wieder zurückbringt, oder nur am Tage arbeitet, ein leichtes Brennmaterial, wie Holz und Torf und keine Steinkohlen u. s. w. anwendet. In Nordamerika arbeitet man Tag und Nacht, indem der zu grossen Hitzesteigerung dadurch entgegen gewirkt wird, dass man den Herden doppelte Wände giebt, diese durch Einleiten kalter Gebläseluft kühlt und den erhitzten Wind in den Herd leitet, wobei gleichzeitig eine Brennstoffersparung eintritt. Aber es wird dadurch die Bleiverflüchtigung begünstigt und die Arbeit ungesunder, was nach Gruner bei einer Wasserkühlung nicht der Fall sein würde.

---

1) Percy, Lead, p. 271. 2) B. u. h. Ztg. 1870, S. 357. 3) B. u. h. Ztg. 1869, S. 136. Kerl, Met. 2, 94. Revue univers. 1871, Bd. 29, p. 297.

Vergleichung von Herd- und Flammöfen.

Der Bleiherd hat vor den Flammöfen die Vorzüge der Einfachheit, billigeren Herstellung und Unterhaltung, namentlich aber eines bedeutend geringeren Brennstoffaufwandes und es können mindere Brennstoffe (Holz in Nordamerika, Torf in Nordengland und Schottland) verwandt werden; auch die Production ist grösser als beim Kärnthner Ofen. Dagegen ist wegen lebhafterer Bleiverflüchtigung (als Metalldampf und Schwefelblei) das Ausbringen geringer und es sind deshalb unter sonst gleichen Umständen, namentlich gleichem Bleigehalt der Erze, bei der Wahl zwischen Flamm- oder Herdofen hauptsächlich Qualität und Preis des Brennmaterials entscheidend. Wo z. B. Steinkohlen theuer sind, Torf aber billig, kann der Herdofen dem Flammofen vorgezogen werden (Nordengland). Die Herdöfen erfordern zur Verminderung des Bleiverlustes ein möglichst umfangreiches Rauchcondensationssystem (z. B. zu Nenthead bei Alston). Damit die Arbeiter vom Bleirauche nicht belästigt werden, bedarf's eines wirksamen Abzugs für denselben. Auf mehreren Hütten (Bleiberg, Przibram) hat man den im Herdofen versuchsweise ausgeführten Process wegen dessen Ungesundheit früher aufgegeben. Bei neueren vergleichenden Versuchen im Bleiherd und Kärnthner Ofen in Kärnthen[1]) betrug der Bleiverlust in ersterem 7.48 Proc., in letzterem 3.93 Proc., die Schmelzkosten pro Ctr. Blei resp. 73.3 und 99 Kr., und stellten sich die Gesammtkosten im Bleiherd um 50½ Kr. höher, als im Flammofen. Bei zweckmässigerer Aufarbeit der Krätzen hätte sich das Resultat für den Herdofen günstiger gestellt. Ein Versuch zwischen Erzherd und englischem Flammofen zu Greenside in Westmoreland fiel zu Gunsten des ersteren aus.[2])

Fritten der Schliege.

Da die Schliegform der Erze im Herdofen unerwünscht ist, so werden auf einigen englischen Hütten die Schliege behuf einer Agglomeration kurze Zeit (z. B. etwa 2 Stunden zu Nenthead) im Flammofen erhitzt (geröstet), wobei der Brennmaterialverbrauch steigt und somit der Hauptvortheil gegen die eigentliche Flammofenarbeit verloren geht. Eine anhaltendere Röstung, wie sie früher bei dem schottischen Processe ausgeführt wurde, ist nicht mehr üblich. Als geröstete Substanzen sind die in den Schlackenherden häufig verschmolzenen Flammofenrückstände anzusehen, bei deren Zugutemachung noch andere chemische Vorgänge stattfinden, als bei Behandlung roher Bleiglanze in Herdöfen. Für reichere, kieselsäurearme, poröse Flammofenrückstände eignet sich am besten der englische Schlackenherd mit 1 Form, dagegen für kieselerdereichere dichte Schlacken, welche zur Abscheidung des Bleies aus dem Silicate einer höheren Temperatur bedürfen, der 3förmige spanische Schlackenherd. Rückstände der ersteren Art geben in solchen Herden zu grosse Verluste durch Bleiverflüchtigung.

Röstung.

Verarbeitung der Flammofenrückstände.

13. Erzherdarbeit. Diese kann entweder mit unterbrochenem Betriebe nach schottischem Verfahren bei ungekühlten Herdwänden und kaltem Winde oder bei continuirlichem Betriebe in Herden mit gekühlten Wänden und bei heissem Winde nach amerikanischem Verfahren geschehen. Die Erze sind seltener geröstet (schottische Arbeit) als roh (schottische und amerikanische Arbeit). Die Leitung der Processe erfordert grosse Aufmerksamkeit.

Modificationen.

1) Schottische Bleiherdarbeit. Während früher[3]) die Erze stets in einem besonderen Flammofen während 9—10 Stunden geröstet wurden und dann erst in den Erzherd kamen, werden sie jetzt häufig roh verarbeitet oder nur behuf Agglomeration von Schliegen kurze Zeit im Flammofen erhitzt.

Wesen derselben.

---

1) B. u. h. Ztg. 1869, S. 406. 2) Percy, Lead, p. 284. Revue univers. 1871, Bd. 29, p. 134. 3) Kerl, Met. 2, 95. Percy-Rammelsberg, Bleihüttenk. S. 191. Revue univers. 1871, Bd. 29, p. 130. B. u. h. Ztg. 1859, S. 388; 1862, S. 244; 1863, S. 370.

Beispiele. Nordengland und Schottland.[1]) Kalkige Erze mit 70—77 Proc. Blei. Erzherd (Fig. 14. 15): vorn offenes Oefchen mit gusseiserner Sohle und aus einzelnen Gusseisenbalken zusammengesetzten Seitenwänden mit meist durch einen Ventilator gespeister Form in der Hinterwand. Die Vorderseite ist oben durch den Balken *d*, unten durch den aus einem angefeuchteten Gemenge von gepulvertem Bleiglanz und Knochenasche hergestellten Damm *g* geschlossen, sonst offen. *m* Arbeitsplatte, welche auch wohl mit dem Damm und der Herdsohle aus einem einzigen Gussstück besteht. Eine Rinne *n* in der Arbeitsplatte *m* führt dem Kessel *k* das Blei aus dem 0.58 M. langen, 0.53 M. breiten und 0.30 M. tiefen Sammelraum zu. Arbeitsplatte 0.61 M. lang, 0.96 M. breit mit 0.12 M. Neigung. Ganze Höhe 0.76 M. Neuere Apparate haben ganz gleiche Weite. — Arbeitsverfahren: Ausbreiten von etwas Kohle auf dem von der vorigen Charge gelassenen Bleibade auf der Sohle, regelmässiges Aufbauen von Torf an der Vorderseite, Füllen des Raumes dahinter mit durch die seitliche Chargiröffnung eingebrachte Torfstücken, Anzünden des Brennmaterials durch einige vor die Form geworfene brennende Torfstücke nach angelassenem Wind, Zusatz von ein wenig Steinkohle und agglutinirtem, unvollständig entbleitem, Oxyd, Sulfat und Sulfuret enthaltendem Rückstand (Brouse, Browse, Knospe) von der vorigen Schicht, hinter die Ofenbrust, worauf durch Einwirkung des Geschwefeltem aufs Oxydirte Blei sich ausscheidet und aus dem Sammelherd in den Kessel überfliesst, sobald die Hälfte dieser Brouse verarbeitet; Aufbrechen der Masse im Herd mit einer Stange, theilweises Hervorziehen derselben auf die Arbeitsplatte, Aussondern der unhaltigen Schlacke mittelst einer Kratze durch einen zweiten Arbeiter und Zurückwerfen der noch bleihaltigen Brouse mit etwas Kalk und frischem Erz (Bouse) auf vor die Form frisch aufgegebenen Torf, wobei durch den Einfluss von Kalk und Kohle die Brouse zerlegt wird, der frische Bleiglanz aber abröstet, durch Reaction von Bleisulfat auf Schwefelblei Blei aussaigert und in der höheren Temperatur vor der Form neue Brouse entsteht; Vorziehen der aufgebrochenen Masse auf die Arbeitsplatte und so fort; zuletzt mehrmaliges Behandeln der Brouse ohne Erz aufzugeben; Schäumen des Metalles im gefüllten Bleikessel; Verschmelzen der Schlacken im Schlackenherd; Zusammenfritten des gewaschenen Rauches und Behandeln im Schachtofen oder Bleiherd gemeinschaftlich mit Erz. Ausbringen zu Keld-Head in Yorkshire: von 9753.6 Kil. Erz erfolgten mit 342.5 Kil. Steinkohle (und 870 Lit. Torf) 7266.6 Kil. Blei und 641.4 Kil. Schlacken bei 77.44 Proc. Ausbringen. Für dieselben Erze betrug das Ausbringen im Herdofen 67.8 Proc., im Flammofen 68.4 Proc., während sich die Kosten der Verhüttung wie 1 : 1.7 verhielten bei dermaligen verhältnissmässig hohen Kohlenpreisen.

Fig. 14.

Fig. 15.

Nach Forster[2]) hat man neuerdings im modificirten schottischen Herd namentlich durch continuirliche Arbeit eine grosse Ersparung an Zeit und Brenn-

1) Percy, a. l. p. 187. (Die hier mitgetheilte Ofenanordnung ist ein Wenig modificirt.)
2) B. u. h. Ztg. 1869, S. 184.

material bei um 4 Proc. gesteigertem Ausbringen gehabt. Die Kosten einer Tonne (1015 Kil.) Blei im alten Ofen betrugen 10 Schill. 2 d., im neuen 7 Schill. 6 d.

2) Nordamerikanische Bleiherdarbeit.[1]) Aus dem Backwood's Herd ohne Gebläse hervorgegangen, hat der zur Verarbeitung roher Bleiglanze mit Holz und heisser Gebläseluft zuerst zu Rosie im Staate New York und jetzt noch im Gebiete des oberen Missisippi (nördliches Illinois, südliches Wisconsin, östliches Missouri und Jowa) häufig angewandte Herd (Rosieofen) nachstehende Construction (Fig. 16. 17): Anwendung.

a Bleireservoir, 0.6 M.-Q., 0.3 M. tief mit 50 Mm. starkem eisernen Boden und Seitenwänden. *b* Arbeitsplatte 0.56 M. lang und 0.81 M. breit mit zum Bleibassin *c* führender Rinne. *g* hohler Eisenkasten von 0.35 M. Höhe über *a*, in welchen der Wind durch *d* eintritt, sich darin erwärmt, dann durch das Rohr *e* Beispiele. Rosie.

Fig. 16.

Fig. 17.

in die Düse *f*, 50 Mm. über dem Reservoir *a* gelangt. — Arbeitsverfahren: Füllen des Herdes mit flüssigem Blei; Einwerfen von einigen Holzstücken von 26 Mm. Durchm. und 418 Mm. Länge vor die Formen auf das im Herde *a* befindliche Blei, Aufstürzen der Beschickung, so dass der Kasten *g* nahezu voll ist, Anlassen des Windes, nachdem glühende Kohlen vor die Form geworfen, Oxydation des Bleiglanzes und Wirkung des Oxydischen aufs Geschwefelte unter Bleiausscheidung,

1) Karl, Met. 2, 98. B. u. h. Ztg. 1863. S. 370; 1869, S. 136.

Hervorziehen der Beschickung unter Abstellung des Windes zum Schutz der Arbeiter, Absondern des Unhaltigen, Einwerfen von Holz in Front der Form, Zurückbringen der abgekühlten Beschickung mit der gehörigen Menge frischen Erzes. Wiederanlassen des Windes und Wiederholung des Ausräumens und Beschickens alle 10 Min. Ausbringen von 3267.8 Kilo Blei aus 454000 Kil. Erz in 24 Stunden bei $1^1/_4$ Doll. Kosten pro Tonne (1015 Kil.). Verbrauch von 1 Thl. Holz auf 2,6 Thle. Blei. Man hat Bleiverluste bis zu 24 Proc. beobachtet.[1]) Es sind immer zwei Arbeiter vor einem Herd beschäftigt.

Bleiberg. Kärnthen.[2]) Im J. 1843 (S. 13) und dann in neuester Zeit (S. 13) sind zu Bleiberg Versuche im nordamerikanischen Herd angestellt, welche einen pecuniären Vortheil zu Gunsten des Flammofens ergeben haben, aber noch nicht abgeschlossen sind, da die Aufarbeit der Abgänge noch der Verbesserung fähig ist.

Pribram. Pribram.[3]) Im Jahre 1850 angestellte Versuche in einem Herd mit zwei Formen wurden wegen zu hohen Bleiverbrandes (24 Proc. von dem in den Erzen enthaltenen Blei) und wegen zu ungesunder Arbeit, beides wohl in Folge nicht genügender Vorrichtungen zur Ableitung und Condensation des Rauches, wieder unterbrochen.

Englischer Bleiherd. **14. Schlacken-Herdarbeit.** Man bedient sich

1) des englischen Schlackenherdes für die kieselsäureärmeren und bleireicheren Rückstände aus den englischen Flammöfen (S. 16) und dem schottischen Herd (S. 26) — Gemenge von Schwefelblei, Bleioxyd und Bleisulfat mit schwefelsaurer Kalk- und Baryterde, Zink- und Eisenoxyd u. A. — Diese Substanzen werden zur Ausziehung ihres Bleigehaltes in Herden mit eisernen Wänden (ihre poröse Beschaffenheit soll der Verarbeitung in höheren Oefen, für welche sich mehr die einer höheren Temperatur bedürftigen kieselerdereicheren Schlacken eignen, Schwierigkeiten entgegensetzen) unter Zuschlag von Steinkohlenasche, thonigen Flammofensohlen und reichen Herdschlacken bei Cokes oder Torf durchgeschmolzen. Dabei werden die basischen Bestandtheile (Kalk, Baryterde, Eisenoxydul u. s. w.) von den zugeschlagenen sauren (Steinkohlenasche, Flammofensohlen) verschlackt, Schwefelblei und Bleisulfat können durch Reaction noch einen Theil Blei geben, werden sonst aber durch die Kohle und das Eisen der Herdwände zerlegt. Aus den Sulfaten von Blei und Kalk wird die Schwefelsäure durch Kieselsäure ausgetrieben und das gebildete Bleisilicat wieder durch Eisenoxyd und Kalk unter Abscheidung von Bleioxyd zerlegt; Bleisulfat kann durch Kohle in Sulfuret verwandelt und aus diesem durch die eisernen Ofenwände Blei abgeschieden werden.

Fig. 18.

Beispiele. England. Der Schlackenherd hat nachstehende Construction (Fig. 18 19):

a Herdraum, 1 M. hoch, 0.7 M. lang und 0.5 M. breit mit gusseiserner Sohlplatte.

1) B. u. h. Ztg. 1871, S. 434. 2) B. u. h. Ztg. 1854, S. 33; 1869, S. 406. Leobener Jahrb. 1851, Bd. 1, S. 238; 1852, Bd. 2, S. 262. Kerl, Met. 2, 161. 3) Kerl, Met. 2, 103. Oest. Zeitschr. 1856, S. 341.

eiserner Vorwand, eiserner Rückwand bis zur Form, welche 0.5 M. über der Sohlplatte liegt, und gemauerten Wangen, welche auf gegossenen eisernen Balken ruhen. Bei der älteren Einrichtung wird die Ofensohle in der durch punktirte Linien angedeutete Gestalt aus gepulverten Cokes festgestampft und die geschmolzene Masse von Zeit zu Zeit in die Pfanne *b* abgestochen, von wo dann die Schlacke durch *c* in das durch die Rinne *n* mit Wasser gespeiste Bassin *d* abfliesst, während das Blei in den Herd *g* abgestochen wird.

Fig. 19.

Bei der neueren Einrichtung[1]), z. B. zu Keld-Head in Yorkshire, wird die Sohle mit einer gegen die offene Brust geneigten Lage Cinder versehen und erstere darüber durch Thon bis auf einen Schlitz zum Schlackenabfluss verschlossen. Während nun das Blei durch die Cinderschicht wie durch ein Filter sickert und auf der Sohle abfliesst, gelangt die Schlacke auf der Cinderlage durch den bezeichneten Schlitz in der Brust nach Aussen in das durch eine vertikale Scheidewand in zwei Abtheilungen getheilte Bassin *b*, dessen eine vor der Ofenbrust befindliche Abtheilung ebenfalls eine Cinderlage enthält. Während durch diese das Blei hindurchsickert und durch eine Oeffnung in der Scheidewand in die zweite kleinere Abtheilung gelangt, fliesst die Schlacke über den Cindern weg in das Wasserbassin *d*. Der Herd steht unter einem Rauchfang und über der eisernen Vorwand befindet sich die Chargiröffnung. — Arbeitsverfahren: Füllen des Herdes mit Torf, Anzünden desselben, Chargiren von 50 Kil. Cokes und Beschickung (Flammofenrückstände oder graue Schlacke, anfangs mit Schlacke von der Arbeit selbst oder mit schwarzer Schlacke und halbgeschmolzenen Rückständen oder Brouse), welche am besten nicht über 35 Proc. Blei enthält, Herstellung des Schlackenstichs in der mit Thon theilweise geschlossenen Brust, Ausschöpfen des Bleies aus der kleineren Abtheilung. Die Erfolge schwanken je nach der Beschaffenheit der Rückstände. Die erfolgenden Schlacken (schwarze Schlacken) werden abgesetzt. Zu Keld-Head (S. 26) setzt man in dem alten Herd 2285 Kil. Rückstände mit 457 Kil. Cokes in 6 Stunden bei 406 Kil. Bleiausbringen durch, im neuen 4062 Kil. Rückstände in derselben Zeit mit 457 Kil. Cokes bei 914 Kil. Bleiausbringen. Aehnlich ist der Process zu Deebank in Flintshire. Die reichen Schlacken gehen ins Schmelzen zurück, die armen granulirten werden aufbereitet oder im Castilianischen Ofen verschmolzen.

Spanischer Schlackenherd.

2) Castilianischer oder spanischer Schlackenherd.[2]) Derselbe von rundem Querschnitt mit 1.07 M. Durchmesser und von 1.6 M. Höhe hat 3 Formen behuf Erzeugung einer höheren Temperatur für dichte geflossene, theilweise silicirte Flammofenrückstände (z. B. von Alport S. 16) oder Schlacken aus dem englischen Schlackenherd, welche sehr dicht sind und das Blei zum Theil an Kieselsäure gebunden enthalten (Alport S. 16.) Zur Ausscheidung des Bleies aus dem Silicat fügt man eisenoxydhaltige Substanzen, z. B. Schmiedesinter, und zur Beförderung des Flusses Flussspath zu. Die Sohle des Ofens hat eine schräg abfallende Cinderlage, durch welche das Blei hindurch sickert und in ein Bassin gelangt, während die Schlacken über demselben wegfliessend seitlich in ein Wasserreservoir

1) Percy-Rammelsberg, Bleihüttenk., S. 389, 414. Rev. univers. 1871, Bd. 29, p. 118.
2) B. u. h. Ztg. 1859, S. 386, 419; 1862, S. 243; 1863, S. 254. Kerl, Met. 2, 72. Rev. univers. 1861, p. 94; 1871, Bd. 29, p. 122.

geleitet werden. In 12 Stunden setzt man 7000 Kil. Schlacken mit etwa 8 Proc. Blei mit 825—1000 Kil. Cokes durch.

Man hat die Arbeit in England wieder aufgegeben, weil die Flammofenrückstände zu reich für den Herd sind, indem Singulosilicatschlacken mit bis 10 Proc. Blei bei dieser Arbeit erfolgten.

---

3. Abschnitt.

Bleigewinnung in Schachtöfen.

Anwendbarkeit.

15. Allgemeines. Dem Schachtofen werden meist kieselsäurereichere oder mit anderen Schwefelmetallen verunreinigte Erze übergeben, welche sich entweder für den Flammofen gar nicht eignen oder nur unter ganz besonders günstigen lokalen Verhältnissen in letzterem verarbeitet werden können (S. 2).

Schmelzmethoden.

Es lassen sich nachstehende Methoden unterscheiden:

Niederschlagsarbeit.

a) Niederschlagsarbeit, Zerlegung roher Bleierze durch metallisches Eisen oder sich zu solchem theilweise reducirende eisenhaltige Substanzen (Eisenfrisch-, Puddel- und Schweissofenschlacken, eisenreiche Kupfererz- und Bleisteinschlacken, geröstete Roh- und Bleisteine, reiche Eisenerze); geeignet für von fremden Schwefelmetallen möglichst freie silberarme Bleiglanze mit erdigen, namentlich quarzigen Gangarten und einem geringen, aber nutzbaren Kupfergehalt bei niedrigen Preisen für die eisenhaltigen Zuschläge und Mangel an billigem rohen Brennmaterial für eine Röstung der Erze.

Röstreductionsarbeit.

b) Röstreductionsarbeit (ordinäre Bleiarbeit). Rösten der Erze und reducirend-solvirendes Schmelzen; sowohl für erdige als an fremden Schwefelmetallen reiche, silberarme und silberreiche, aber kupferarme oder kupferfreie Erze bei billigem Brennmaterial für die Röstung angewandt.

Combinirter Process.

c) Combinirte Niederschlags- und Röstreductionsarbeit. Rösten von an Schwefelmetallen nicht zu reichen Erzen und reducirend-solvirendes Schmelzen bei Eisenzuschlag.

Lokalverhältnisse, namentlich Materialpreise, können bei der für einen Process sonst geeigneten Erzbeschaffenheit die Wahl eines anderen Processes bedingen.

Ofenarten.

16. Schmelzöfen. Es kommen seltener Zugschachtöfen[1]) (Spanien, Frankreich), als Gebläseschachtöfen[2]) zur Erzeugung höherer Temperaturen in Anwendung, welche in nachstehenden Punkten Abweichungen zulassen:

Innere Gestalt.

1) Innere Gestalt, und zwar:

Gerade Ofenwände.

a) Prismatischer (quadratischer, oblonger, trapezoidaler) Querschnitt mit geraden Wänden (Unterharz, Schemnitz, Tarnowitz, Stolberg, Call, Oberharzer Steinöfen Fig. 20, 21.)

Die Oefen sind hinsichtlich der Herstellung bequem und billig, weil es keiner besonders geformten Steine bedarf, aber Brennmaterialverschwendung und Blei-

---

1) Kerl, Met. 2, 106, 242. 2) Effect der Schachtöfen in B. u. h. Ztg. 1868, S. 101.

verflüchtigung begünstigend, indem beim Chargiren in getrennten vertikalen Säulen Gase und Dämpfe unbehinderter an den Seitenwänden und in der Kohlensäule aufsteigen.

Fig. 20. Fig. 21.

a Fundament. *b* Sohlstein von Sandstein. *c* Lehmschale. *d* Gestübbeschale. *e* Vorherd. *s* Stechherd. *f* Chargiröffnung. *h* Abrutschfläche. *m* Feuchtigkeit-Abzugscanäle.

b) Prismatischer Querschnitt, im Formniveau weit und namentlich von grosser Tiefe, mehr oder weniger jähe Verengerung des Schachtes nach oben (Vogl'sche Construction).[1] Verengerung nach oben.

Bei dieser Construction, welche den meisten älteren Oefen zum Grunde liegt (Freiberg, Oberharz, Joachimsthal, Pribram u. s. w.) und gegen frühere schlechtere Constructionen sich auch wohl bewährt hat (z. B. in Neusohl[2]), sollen bei der grossen Tiefe des Ofens in der Formgegend die Schmelzproducte einen längeren Weg bis zum Abfluss machen und sich dabei vollständiger separiren, die aufsteigenden Dämpfe und Gase ihre Geschwindigkeit an der Böschung der Vorwand verlieren und deshalb im Ofen mehr zurückgehalten werden Diese Construction z. B. der Freiberger Doppelöfen (Fig. 22. 23 [s. f. S.]), beginnt der nachfolgenden immer mehr zu weichen, da die Zerstreuung der Hitze in dem weiten Schmelzraum ein weniger vollständiges Ausschmelzen des Bleies herbeiführt (es erfolgen bleireiche Steine und reichere Schlacken) und die starke Verengerung des Schachtes nach oben die Geschwindigkeit der Gase erhöht und bei reichlicher Ofenbruchbildung leicht Unregelmässigkeiten des Ofenganges herbeiführt.

c) Oblonger, elliptischer oder kreisförmiger Querschnitt mit nach oben erweitertem Ofenschacht. Diese neueren Ofenconstructionen zum Grunde liegende Gestalt (Oberharz, Freiberg, Ems, Pribram u. s. w.) lässt bei dem engeren Schmelzraum und einer zweckmässigen Vertheilung der Formen eine Concentration der Hitze, — deren schädlichem Einfluss auf das Ofenbaumaterial durch zweckmässige Kühlung der Ofenwände entgegen gewirkt wird, — und damit ein vollständigeres Ausbringen des Bleies bei armen Schlacken zu (eine zu weit getriebene Verengerung des Gestelles kann zu einer zu kräftigen Eisenreduction führen,) der nach Erweiterung nach oben.

1) B. u. h. Ztg. 1855, S. 1243. 2) Ber. über d. 2. Versamml d. Berg- u. Hüttenmänner in Wien 1862, S. 97.

oben erweiterte Schmelzraum vermindert die Geschwindigkeit der ausziehenden Gase und somit die Flugstaubbildung und das Ansetzen von Ofenbrüchen wird erschwert, weil dieselben von der herabgleitenden Beschickung weggerieben werden.

Fig. 22. Fig. 23.

a Ofenschacht, durch den auf den Gewölben c ruhenden Schachtscheider b in zwei Abtheilungen getheilt. d Chargiröffnungen. k, l, m Feuchtigkeitsabzüge. h Schlackensohle. g Lehmsohle. e Gestübbesohle, in den Vorherd n hineinragend. i Schlackentrifft. i Ulmen. p Stirnwand. q Brandmauer. r Formgewölbe. f Formen. o Brustmauer. s Räumöffnung. v Beschickungsboden.

Raschetteofen.

Um die Einführung dieser Ofenconstruction auf Eisen-[1]) und Kupferhütten[2]) hat sich v. Raschette mit seinem Ofen von oblongem Querschnitt und mit wechselständigen Formen in den langen Seiten das grösste Verdienst erworben.

Der erste Bleiofen der Art wurde zu Altenauer Hütte[3]) auf dem Oberharze (Fig. 24 u. 25) erbaut, worauf man denselben dann auf den übrigen Oberharzer Werken einführte, so wie auch auf anderen Bleihütten (Ems[4]), Stolberg) und

1) B. u. h. Ztg. 1863, S. 156, 270, 279, 309, 426; 1864, S. 75, 203, 210; 1870, S. 81. 2) B. u. h. Ztg. 1863, S. 156; 1865, S. 213; 1871, S. 57. 3) B. u. h. Ztg. 1864, S. 179, 235, 275, 349 (ältere Zeichnung); 1865, S. 19, 171; 1866, S. 152; 1867, S. 42 (neuere Zeichnung), 60, 68, 325; 1868, S. 225. 1870, S. 75; 1871, S. 27, 101. 4) B. u. h. Ztg. 1866, S. 12; 1869 S. 346.

Kupferhütten (Saalfeld[1]), Mansfeld[2]), Elbuferkupferwerk[3]), Fahlun[4]), wenn auch nur vorübergehend in Ausführung brachte. Auf deutschen Eisenhütten hat derselbe kein Glück gemacht, nachdem die ersten Versuche damit zu Mühlheim a. Rh.[5]) nicht befriedigend ausgefallen. Neuerdings hat Skinder[6]) dem Ofen in Russland für Kupferarbeit einen ovalen Querschnitt mit Rast und Winderhitzung gegeben.

Fig. 24.

Mit dem Raschetteofen ist neuerdings von Freiberg aus der Pilz'sche Rundofen[7]) (Fig. 26 [s. f. S.]) in Concurrenz getreten, ein frei-

Pilz'scher Ofen.

Fig. 25.

A Ofenschacht. *a b* Feuchtigkeitscanäle. *c* Sohlstein. *d* Vorherd von Gestübbe. *e* Vorwand. *f* Formen, wechselständig. *h* Rauchmantel. *i* Rauchcanal.

stehender nach oben sich erweiternder Ofen mit kreisrundem oder achteckigem Querschnitt und gleichmässiger Vertheilung mehrerer (5—8) Formen nach Sefström'schem Princip.

A Ofenschacht, 6.276 M. hoch, oben 2.354 und unten 1.412 M. weit. *B* eingehängter Cylinder, 0.941 M. hoch und 1.935 M. weit. *C* Chargirtrichter. *D* Chargirglocke, 0.785 M. weit, nach oben hin aufzuziehen. *a* Rauchabführungscanal, 0.471 M. weit, *b* Kernschacht, 0.314 M. dick mit Blechmantel umgeben, welcher durch ein combinirtes Hänge- und Tragwerk unterstützt ist und auf 8 gusseisernen Säulen ruht, so dass das Gestell frei steht. *c* Wasserformen von 78 Mm. Durchmesser. *d* Düsen. *e* Windleitungsrohr. *f* Herdsumpf in Gestübbe. *h* Lehmsohle. *i* Schlackensohle. *k* zwei Schlackenrinnen. *l* Stichcanal. *m* drei Stechherde für Werkblei und Stein. *n* Schlackentopf. *t* Trichter mit Schieber zur Aufnahme von Flugstaub. Neuerdings hat man dem Ofen in Freiberg, damit er mehr durchsetzt, einen cylindrischen Schacht von 1.726 M. Weite und 3.844 M. Höhe von den Formen bis zur Gicht gegeben.

---

1) B. u. h. Ztg. 1863, S. 389. 2) B. u. h. Ztg. 1866, S. 75, 152. 3) B. u. h. Ztg. 1866, S. 302. 4) B. u. h. Ztg. 1867, S. 274, 282; 1868, S. 178. 5) B. u. h. Ztg. 1864, S. 111, 179, 209, 343; 1865, S. 20; 1867, S. 296; 1868, S. 223; 1870, S. 74. 6) B. u. h. Ztg. 1871, S. 413. 7) B. u. h. Ztg. 1869, S. 69, 135, 271 (Zeichnung); 1871 S. 246, 284, 315.

Ein kleiner 3—4förmiger nach oben sich erweiternder runder Ofen mit Rauhgemäuer behuf Zusammenhaltens der Wärme (Kastscher Ofen) rivalisirt auf Clausthaler Hütte[1]) seit länger erfolgreich mit dem Raschetteofen.

Fig. 26.

Zukunft der Rundöfen.

Es scheint der Rundofen, welchem auch Tunner[2]) im Vergleich zu den elliptischen und oblongen Oefen das Wort redet, wegen gleichmässigeren Ganges, geringeren Umfanges, bequemer Zugänglichkeit und Reparatur u. A. der Zukunftsofen für den Metallhüttenbetrieb werden zu wollen. Derselbe hat bereits für Blei- und Kupfergewinnung unter Anderem Eingang gefunden in Freiberg, Pribram[3]), Braubach[4]), Mühlbach[5]), auf dem Oberharz[6]), zu Binsfeldhammer bei Stolberg u. A. Im Uebrigen ist auf dem Oberharze[7]) ein 7förmiger rectangulairer Bleiofen (Redenofen) schon zu Ende des vorigen Jahrhunderts mit günstigem ökonomischen Erfolg in Anwendung gewesen, konnte jedoch wegen damals noch mangelhafter Gebläse und weil der Herd nicht halten wollte, nicht im Betriebe bleiben.

Cylindrischer Ofenschacht.

d) Cylindrischer Ofenschacht. Behuf grösserer Förderung hat man neuerdings die Pilz'schen Oefen in Freiberg cylindrisch gemacht (S. 33), wodurch dieselben sich den als Tiegelöfen zugemachten castilianischen Oefen[8]) mit 2 bis 4 Formen nähern (Fig. 27. 28 [s. f. S.]).

Aeussere Gestalt.

2) Aeussere Gestalt. Während man früher den Ofen aus Kernschacht und Rauchgemäuer bestehen liess und das Gestell eng umbaute (Fig. 20—23), hat man in dem Pilz'schen Ofen (Fig. 26) die schottische Eisenhohofenconstruction mit freistehendem Gestell und Blechmantel nachgeahmt und ist dadurch zu wesentlichen Vortheilen gelangt (ringsum freie Stellung des Ofens,

1) B. u. h. Ztg. 1870, S. 75; 1871, S. 97, 101. 2) B. u. h. Ztg. 1871, S. 412. 3) B. u. h. Ztg. 1870, S. 414. 4) B. u. h. Ztg. 1871, S. 284. 5) B. u. h. Ztg. 1870, S. 414; 1871, S. 235 (Zeichnung). 6) B. u. h. Ztg. 1872, S. 83. 7) Bergmännisches Journ. Freib. 1786, p. 775, 842. 8) B. u. h. Ztg. 1862, S. 54; 1869, S. 284; 1872, S. 135.

weniger Ofenbaumaterial und Raum, bequemere Reparaturen namentlich des länger andauernden Gestelles). Die Dauer des Gestelles kann noch durch Wasserformen und Kühlung der Wände durch Wasserkästen [1]) erhöht werden, allerdings auf Kosten des Brennstoffverbrauchs, weshalb man neuerdings statt der Wasserkästen nur von Luft durchzogene Canäle im Gemäuer angebracht hat (Oberharz).

Fig. 27.

Zu Pisse[2]) bei Alais (Fig. 61) hat man die feuerfesten Steine im Niveau der Formen durch Eisenwände ersetzt, welche man durch daran herablaufendes Wasser kühlt. Vor dem Anblasen werden die Eisenplatten innen mit Gyps überzogen, auf welchem sich demnächst eine dünne

Fig. 28.

a Ofenschacht. *b* Herd mit Stichcanal. *c* Schlackenauge. *d* Formen. *e* Chargiröffnung. *f* Rauchfang.

Schlackenschicht oder regenerirter Bleiglanz absetzt und durch das Kühlen erhalten wird, so dafs sich 2—3monatliche Campagnen machen lassen.

Durch Anbringung von Chargirtrichter und Gasableitung (Ofen von Pilz, Piser Ofen, Call) nach Analogie der Eisenhohöfen wird die Arbeit gesunder und führt zu minderen Bleiverlusten.

Die Formen sind entweder einfache oder Wasserformen. Letztere liegen entweder in der Formöffnung des Gemäuers, ragen aus demselben nicht hervor und nehmen die Düse so auf, dafs die Form offen bleibt, oder die nahezu cylindrischen Wasserformen von bis 0.941 M. Länge ragen mit ihrem hintern Ende

1) B. u. h. Ztg. 1867, Taf. 1, Fig. 4, 5, 7. 2) B. u. h. Ztg. 1869, S. 284 (Zeichnung).

aus dem Gemäuer hervor und ersteres nimmt in der etwa 53 Mm. weiten inneren Oeffnung das Ende der mit Lehm verschmierten Düse unter dichtem Verschluss auf (Eifelhütten). Statt die Wasserformen in einem Stücke zu giessen, hat man sie wohl haltbarer aus zwei auf einander gestellten hohlen, zur Aufnahme von Wasser bestimmten Kasten hergestellt, in deren jedem die Hälfte der innern, zur Aufnahme der Düse bestimmten Oeffnung ausgespart ist (Emser Hütte).

Ofendimensionen.

3) Innendimensionen. Es richten sich

Weite.

a) die Querdimensionen, namentlich die Weite des Ofens im Formniveau, nach der Grösse der Production und steht damit die zuzuführende Windmenge und die Anzahl der Formen im Verhältniss.

In grösseren Oefen lässt sich ein regelmässiger Gang leichter erhalten, als in kleinen. Während man früher meist einförmige (Fig. 20, 21) und zweiförmige Oefen, letztere mit oder ohne Schachtscheider behuf regelmässigen Niederganges der Gichten hatte (Tarnowitz, Freiberg Fig. 22, 23, Stolberg Fig. 31, 32), seltener aber zur Vergrösserung der Production mehrförmige Oefen (bis zu 4 Formen zu Stolberg und 5 zu Call) anwandte, und dann die Formen entweder neben einander in die Hinterwand legte (Stolberger Ofen) oder an den Seiten vertheilte (Castilianische Oefen (Fig. 27, 28), — gab Raschette in seinem Ofen (Fig 24—25) mit oblongem Querschnitt und einer grossen Zahl wechselständig gestellter Formen an den langen Seiten das Mittel zur beträchtlichen Erhöhung der Production, welche man dann auch in den 5—8förmigen Pilz'schen Rundöfen erzielte (Fig. 26), in welchen die Formen nach Seströmschem Princip angeordnet sind.

Eine ähnliche Einrichtung hinsichtlich der Luftzuführung haben die in Spanien angewandten Zugschacht- oder atmosphärischen Oefen (Fig. 29 [s. f. S.]).

Höhe.

b) Eine grössere Ofenhöhe wirkt auf Flugstaubbildung und Dunkelhalten der Gicht, also auf die Bleiverflüchtigung, die Brennmaterialausnutzung, die reducirende Wirkung und Temperatursteigerung günstig ein.

Für die Ermässigung der Höhe können aber verschiedene Umstände sprechen, als: eine unerwünschte zu kräftige reducirende Wirkung, namentlich bei eisenreichen Substanzen, welche sonst, statt verschlackt, zu Eisensauen reducirt werden (Oefen für die Röstreductionsarbeit); die Verflüchtigung von Zink in grösserer Menge (Unterharz), die leichte Reducirbarkeit pulverförmiger oder poröser oxydischer Substanzen (z. B. Glätte, Weissbleierz) in oberen Ofentheilen, wo dann das reducirte Blei bei hohen Oefen zu lange mit den aufsteigenden Gasen in Berührung bleibt und zur Verflüchtigung disponirt wird; wenn die Reaction von Oxydischem auf Geschwefeltes bewirkt werden soll (niedrige spanische Bleiöfen); die Beschaffenheit des Brennmaterials; die Chargirmethode, ob in horizontalen oder vertikalen Säulen u. A. Schliegförmige Erze erfordern zur Vermeidung der Flugstaubbildung und gehörigen Vorbereitung höhere Oefen als Stückerze derselben Art, weshalb sich das Einbinden oder Fritten der ersteren empfiehlt. Eine überflüssige Höhe, welche keine Reaction mehr begünstigt, führt zu unnöthigen Baukosten, zur grösseren Zertrümmerung von Erz und Brennmaterial und zu schwierigerer Ueberführung eines abnorm gewordenen Ofenganges in einen normalen.

Zumachen.

4) Zumachen. (Bd. 1, S. 169.) Die Sumpfofenzustellung

Sumpföfen.

(Fig. 20—25) gestattet ein Ausräumen von Ansätzen aus dem Herd und ist bei zähflüssigen, schwierig aus dem Ofen gehenden Schlacken (Oberharzer einförmige, Rund- und Raschetteöfen), so wie bei sehr eisenreichen, leicht erstarrenden und Eisensauen bildenden Schlacken (Unterharz, Freiberger Doppelofen) in Anwendung.

Tiegelöfen.

Doch hat man auf vielen Hütten bei der letzteren Beschaffenheit, bei dünnflüssigen, aber specifisch schweren Schlacken Tiegelöfen vorgezogen (Belgien, Spanien, Fig. 27—30, Freiberger Rundofen

Fig. 26, Bd. I, S. 167, Stolberg, Fig. 30, 31 [s. S. 38]), weil sich darin die geschmolzenen Massen ruhiger und vollständiger nach dem

Fig. 29.

A gemauerter Rost. *B* cylindrisches Mauerwerk. *C* 6 viereckige Pfeiler. *E* 6 Düsen. *F* Räumöffnungen zur Entfernung von Ansätzen. *G* Chargiröffnung. *H* Beschickungsboden. *J* Eiserne Anker. *k* Verankerungsringe. *p* Eisenplatte zum Verschluss des Herdes. *Q* Steehherd. *K* Schlackentrifft.

specifischen Gewicht sondern, also ärmere Schlacken entstehen in Folge bessern Zusammenhaltens der Wärme. Als zweckmässigste Zustellungsmethode bei basischen, eisenreichen dünnflüssigen Schlacken hat man neuerdings die Spurofenzustellung (Fig. 32 [s. S. 39]) erkannt. Spurofen.

So lässt man jetzt in Freiberg[1]) bei den Pilz'schen Rundöfen (Fig. 26) die geschmolzenen Massen auf der geneigten Ofensohle continuirlich durch ein Auge in der Vorwand in einen geräumigen, durch Ueberdeckung und hinreichend dickes Mauerwerk gegen Abkühlung geschützten Vorherd laufen, in welchem sich die Massen nach dem specifischen Gewicht gut separiren und die Schlacke durch

1) B. u. h. Ztg. 1871, S. 315.

abwechselnd geöffnete Rinnen in Schlackentöpfe fliesst. Bei dieser Einrichtung wird ohne wesentliche Bildung von Ansätzen auf der Sohle die Dauer der Campagnen erhöht und das Schmelzen beschleunigt.

Fig 30.

Die zu Tarnowitz[1]) schon seit länger vorhandenen sogenannten Spuröfen mit geschlossener Brust oder verdecktem Auge zum Erzschmelzen, sowie früher auf dem Oberharze zum Glättefrischen (Fig. 33, 34 [s. S. 40]) angewendet, werden in Folge Arbeitens mit dem Gezäh im Herde bald zu Sumpföfen.

Das Ablaufenlassen dünnflüssiger Schlacke in gusseiserne Schlackentöpfe mit Ansätzen, an denen sie mittelst Gabelwagens leicht aus der Hütte entfernt werden können, gestattet im Vergleich zum Abwerfen der erstarrten Schlacken von der Trifft leichtere und bequemere Arbeit vor dem Ofen, grössere Reinlichkeit, Verbesserung der Luft in dem Gebäude, Absetzen von Stein- und Bleitheilchen am Boden des Schlackentopfes u. A.

Fig. 31.

a Ofenschacht. b Herdtiegel. c Schlackenauge. d Wasserformen. e Aufgabeöffnung f Gewölbe mit dem Rauchfang in Verbindung. g Formgewölbe.

Automatischer Stich.

Arents[2]) hat dem Pilz'schen Ofen in Nevada einen automatischen Stich gegeben, eine vom tiefsten Punkte des Herdtiegels nach aussen mündende Röhre, in welcher das Blei aufsteigt und in einen Kessel continuirlich abfliesst, während Stein und Schlacke durch ein Auge in der Brust abgelassen werden.

Man erreicht hierdurch steten Bleiabfluss bei bequemerer Arbeit, Erzielung eines reineren eisen- und zinkfreieren Bleies und Verhütung von Eisensauenansätzen, indem auf der Sohle immer ein Bleistand bleibt. (Man sucht einen solchen bei gewöhnlichen Oefen wohl dadurch zu erhalten, dass man den Stich

1) Preuss. Zeitschr. 14, 234, 241. 2) B. u. h. Ztg. 1871, S. 291, 383; 1872, S. 46. Engineering and Mining Journ. XII, No. 23; XIII, No. 2.

etwas ansteigend macht, wo dann beim Abstechen stets Blei im Herde zurückbleibt, welches etwa niedergehende Beschickung von der Herdsohle abhält.) Der Ofen ist als Sumpfofen zugestellt, welcher einen nicht so subtilen Betrieb erfordert, als ein Tiegelofen. Man hat diesen Ofen in Tarnowitz nachgeahmt.

Fig. 32.

a Ofenschacht. b Muldenförmige nach vorn geneigte Gestübbesohle, auf welcher die geschmolzenen Massen durch ein Auge in der Vorwand in den Tiegel d continuirlich fliessen. c Gestübbe. d Form. f Formgewölbe.

Verkohlte Brennmaterialien.

17. Brennmaterial. Als solches verwendet man meist Cokes, seltener Holzkohlen wegen ihres hohen Preises. Gemenge von beiden können bessere Resultate geben, als jedes für sich, z. B. weniger zinkische Ofenbrüche bilden, als Cokes allein (Pribram[1]).

Cokes verbrennen langsamer als Holzkohlen, tragen aber einen höheren Satz, geben weniger zu Kohlenoxydgasbildung Veranlassung und lassen die Entwicklung höherer, die Zersetzung mancher Bleiverbindungen begünstigender Temperaturen zu (Bleiglanz durch Eisen[2]). Ist eine hohe Temperatur unerwünscht, wenn z. B. oxydirtes Eisen verschlackt und nicht reducirt werden soll, so sucht man sie durch Erhöhung des Satzes oder Verringerung der Ofenhöhe herabzudrücken, wobei aber in letzterem Falle die Metallverflüchtigung zunimmt. Grossblasige Cokes verbrennen leichter als dichte, eignen sich aber nicht für schliegförmige Erze.[3])

1) B. u. h. Ztg. 1870, S. 414. 2) Kerl, Met. 2, 120. 3) Kerl, Oberharzer Hüttenpr. 1880, S. 248.

Rohe Brennmaterialien.

Rohe Brennstoffe, welche beim Verkohlen viel brennbare Gase entwickeln oder ihr Volumen stark verändern (Holz, Torf, Backkohlen), veranlassen ein unregelmässiges Schmelzen und grosse Bleiverflüchtigung.[1])

Fig. 33.

Fig. 34.

a Ofenschacht. b geneigte Herdsohle zur Ableitung der flüssigen Massen durch die verdeckte Spur n in den Vortiegel l, welcher durch den Stich q mit dem Stechherd m verbunden ist. p Flügel. h Vorwand. g Rückwand oder Brandmauer. i Ulmen. f Rauhgemäuer. c Fundament. d Schlackensohle. o Form.

Dagegen haben in Tarnowitz magere, sehr wenig oder gar nicht backende Steinkohlen[2]) Anwendung gefunden. Durch Vercokung derselben in den oberen Ofentheilen wird Wärme gebunden und diese bleiben so kühl, auch durch Feuchtigkeit, dass die Gicht nicht flammt. Cokes[3]) gaben zwar grössere Production als Steinkohlen, aber auch grössere Bleiverluste. Neuerdings wendet man indes in nach oben erweiterten mehrförmigen Oefen und bei horizontaler Schichtung mit dem Erz einen regelmässigeren Ofengang zulassende und billigere Cokes an.[4])

Anblasen.

18. Ofenbetrieb. Nach dem Zumachen des abgewärmten Ofens (S. 36) erfolgt das Anblasen desselben, indem man denselben ganz oder theilweise mit Brennmaterial auffüllt, darauf Schlacke oder leichtflüssige Beschickung setzt, dann sobald sich dieselben vor der Form zeigen, den Wind schwach anlässt und bei zeitweiligem Aufgeben einer bestimmten Brennstoffmenge das Gebläse und auch dis Beschickungsmenge allmählich verstärkt, bis der Ofen in normalen Gang gekommen ist, d. h. auf eine gewisse, constant bleibende Menge Brennmaterial die grösstmögliche Menge von Beschickung trägt, bei welcher die gewünschten Schmelzproducte erfolgen. Sodann erfolgt das regelmässige Chargiren. Man giebt Beschickung und Brennmaterial — je nach der Grösse des Ofens mit Trögen, Schwingen oder Hunden — entweder in horizontalen

Chargiren.

1) Kerl, Oberbarz. Hüttenpr. 1860, S. 236, 241. B. u. h. Ztg. 1860, S. 102. 2) Karst. Arch. 1. R. VIII, 105. Preuss. Ztschr. 14, 227. 3) Kerl, Met. 2, 262. 4) Preuss. Ztschr. 19, 159.

Lagen oder in vertikalen Säulen so auf, dass das Brennmaterial an die Vorderwand, das Erz an die Formwände kommt.

In letzterem Falle muss man, wenn die Ofenwände nicht rasch zerstört werden sollen, mit Nase[1]) schmelzen, was die Bd. 1 S. 174 bezeichneten Uebelstände hat, namentlich keine grosse Production zulässt, da es schwierig ist, bei der dann erforderlichen grösseren Formzahl mehrere Nasen richtig zu erhalten. Es war deshalb ein grosser Fortschritt, dass man in vielförmigen Oefen das Chargiren von Erz und Brennstoff in horizontalen Lagen vornahm, wobei die Nasenbildung sich ausschliessen und das Gestell durch Wasserformen, Wasserkästen oder Luftcanäle sich kühlen lässt (Raschetteofen, Pilz'scher Ofen.) Schon früher hat man bei ein- und zweiförmigen Oefen Wasserformen und selbst Wasserkästen angebracht (Stolberg, Rothenbach bei Müsen, Pise).

Heisse Gebläseluft hat sich bei einfachen Formen nicht bewährt wegen Vergrösserung der Bleiverflüchtigung und rascher Zerstörung des Ofengemäuers in Folge Erzeugung zu hoher Temperatur, bei welcher sich die Nase nicht halten lässt. Von wiederholten Versuchen bei den jetzt gut gekühlten Oefen könnte man sich andere Resultate versprechen. Heisse Gebläseluft.

Bei solchen Versuchen mit Luft von 140—180° C. auf Clausthaler Hütte[2]) veränderten sich Brennstoffverbrauch, Metallausbringen und Gehalt der Producte wenig; die Ersparung von 42 Kil. Cokes auf 1000 Kil. Erz wurde durch den Steinkohlenbedarf zum Winderhitzen aufgewogen. In Spanien[3]) erhielt man bei heisser Luft eine Brennstoffersparung.

Als Kennzeichen zur Beurtheilung des Ofenganges dienen hauptsächlich: Beurtheilung des Ofenganges.

a) Die Qualität des Werkbleies und Steines. Mussiger Fluss des Bleies deutet z. B. auf einen Schwefelgehalt in Folge zu unvollständiger Entschwefelung; unreines Werkblei klingt stark. Entstehung matter Steine (Skumnas[4]) bei schwerspäthigen Geschicken; Metallgehalt der Steine.

b) Beschaffenheit der Schlacke, Silicirungsgrad und demgemäss dünner oder zäher Fluss und rasches oder langsames Erkalten, mussig in Folge eines Oxysulfuretgehaltes, mit einem grösseren oder geringeren Schwefelgehalt, z. B. bei blendigen Erzen, was Silber- und Kupferverluste herbeiführt. Verwendbarkeit zu Schlackensteinen; glasiges oder steiniges Ansehen (Bd. I. S. 268) u. s. w.

c) Verhalten der Nase (lang, kurz, hell, dunkel, sternigt, zu lose, zu stark geneigt) und des Herdes (ob Ansätze auf der Sohle, vor dem Stich, hinter der Brust).

d) Verhalten der Gicht, ob flammend (deutet auf zu hohe Temperatur, Metallverluste herbeiführend) oder dunkel (bei zinkreichen Erzen fehlerhaft, Unterharz), bei Cokes weniger leicht flammend, als bei Holzkohlen; ob ruhiges oder ruckweises Eingehen der Beschickung u. s. w.

Zur Veränderung des Ofenganges kommen folgende Mittel in Anwendung: Abbrechen oder Zulegen an Beschickung auf die gleichbleibende Menge Brennmaterial zur Erhöhung oder Erniedrigung der Temperatur, Veränderung der Beschickung je nach der Schlacken- Modification des Ofenganges.

---

1) Verfahren beim Anblasen (Anhängen) des Ofens behuf Nasenschmelzens in Preuss. Zeitschr. 14, 238. 2) Erdm. J. f. ök. Chem. 16, 220. Merbach, Anwend. d. erhitzt. Gebläsel. 1840, S. 167, 164. Ann. d. min. 1840, Bd. 17, p. 3. 3) Preuss. Ztschr. 19, 154. 3) B. u. h. Ztg. 1862, S. 54. 4) Kerl, Met. 2, 120.

beschaffenheit durch Zusatz basischer oder saurer Zuschläge, vermehrter Schlackenzuschlag bei grosser Strengflüssigkeit (Blende) oder Skumnas-Bildung (Schwerspath), Ausräumen des Herdes, Entfernung der Ofenbrüche, Veränderung der Windpressung u. s. w.

Chargendauer.

Die Dauer der Schmelzcampagne hängt hauptsächlich ab von der Beschaffenheit des Ofenbaumaterials, der mehr oder weniger corrodirenden Wirkung der Schmelzproducte, der Leitungsweise des Ofens u. A. Durch Anwendung gekühlter Formen und Herde, sowie durch Erweiterung des Ofens nach oben u. s. w. ist man neuerdings zu weit längeren Campagnen gelangt, als früher (Oberharz, Freiberg).

Bleiverluste.

Die Bleiverlüste entstehen theils auf mechanischem Wege durch Verstäuben von Erz u. s. w., theils durch Verflüchtigung von Blei — abhängig von der Temperatur im Gestell, der Geschwindigkeit der aufsteigenden Gase, der Ofenhöhe, der Ofengestalt, der mehr oder weniger leichten Reducirbarkeit der Substanzen schon in oberen Ofentheilen, dem Aggregatzustand der Massen u. dergl. m. —, theils durch einen Metallrückhalt in der Schlacke, welcher entweder mechanisch (Erz-, Blei- und Steintheilchen) oder chemisch gebunden darin sein kann (als Silicat, Oxysulfuret, Sulfosilicat). Höhere Temperatur bei passenden basischen Zuschlägen (Kalk, Eisenoxyd) vermindert im Allgemeinen die Verschlackung des Bleies.

Verminderung der Schlackenmenge.

Da mit steigender Menge von sich erzeugender Schlacke der Metallverlust wächst, so ist wiederholt, neuerdings von Gruner[1]), empfohlen worden, die Schlackenzuschläge zur Beschickung, welche entweder die Verflüssigung befördern oder als Decke für das im Herde ausgeschiedene Blei dienen sollen, auf das Minimum zu beschränken und durch Verengerung des Gestelles in dem Formquerschnitt eine höhere Temperatur zu erzielen. Allein dieses Mittel hat nicht immer den gewünschten Erfolg gehabt, indem es dann höherer Temperaturen zum Flüssigmachen der Beschickung bedurfte, Eisensauen sich leichter bildeten und anderweitige Bleiverluste eintraten.[2]) Es ist jedoch die Frage aufgeworfen und harrt noch einer Beantwortung durch Versuche, ob es in ökonomischer Hinsicht nicht vortheilhafter ist, statt mittelst grösserer Schlackenzuschläge bei niedrigerer Temperatur eine grössere Menge ärmerer absetzbarer Schlacken zu erzeugen, als bei möglichst wenig Schlackenzuschlägen in höherer, nöthigenfalls durch erhitzte Gebläseluft hervorzubringender Temperatur eine geringere Menge reicherer Schlacken darzustellen, welche wieder in den Betrieb zurückgehen. Während man auf den meisten Hütten durch langsameren Schmelzgang arme absetzbare Schlacken zu erhalten sucht, so ist man z. B. in Freiberg[3]) bestrebt, bei relativ geringem Brennmaterialverbrauch grosse Massen möglichst rasch durchzusetzen, und bringt dann die erfolgenden bleireicheren Schlacken sämmtlich zur Steinarbeit, da es selbst bei der sorgfältigsten Vorbereitung der in ihrer Beschaffenheit sehr wechselnden Erze nicht möglich ist, arme absetzbare Schlacken zu erzeugen.

Arbeitsgezäh.

Das bei Schachtofenarbeiten und den damit verbundenen Röstflammöfen erforderliche hauptsächlichste Gezäh ist folgendes:

1) Röstgezäh (Fig. 35 [s. f. S.]) und zwar

a Röstkrähl, etwa 2.98 M. langes Eisen mit 262 Mm. hohem und 288 Mm. breitem Krähl. *b* Pochhammer zum Zerschlagen der Sinterknoten mit 314 Mm. breiter Bahn. *c* Röstkrücke, unten 392 Mm. breit. *d* Röstspatel zum Wenden, 366 Mm. lang und 262 Mm. breit.

2) Schmelzgezäh (Fig. 36 [s. f. S.]).

a Forke oder Schlackengabel zum Abwerfen der Schlacke. *b* Bruströumer

1) B. u. h. Ztg. 1869, S. 175. 2) Preuss. Zeitschr. 17, 873. 3) B. u. h. Ztg. 1871, S. 244.

zum Entfernen der Ansätze hinter der Brustmauer. *c* Bleikelle. *d* Stecheisen. *e* Herdschaufel. *f* Räumeisen.

Fig. 35.

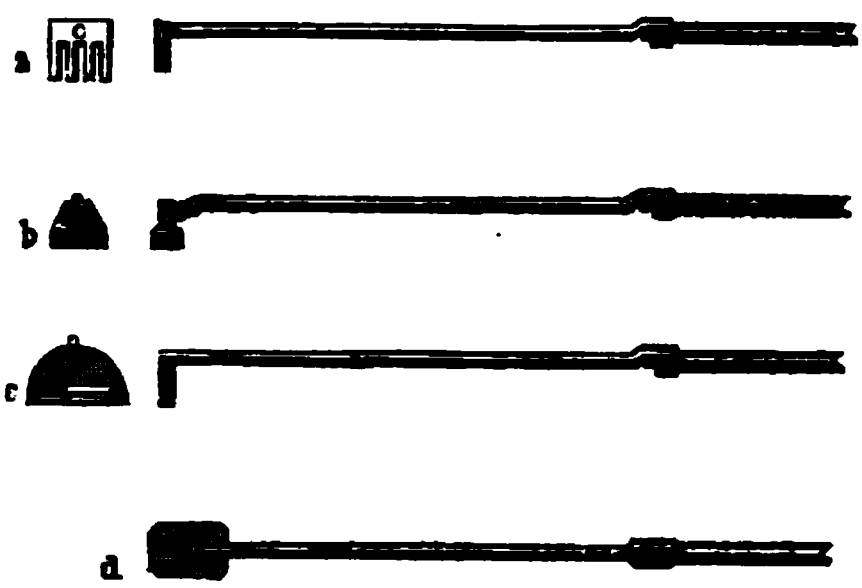
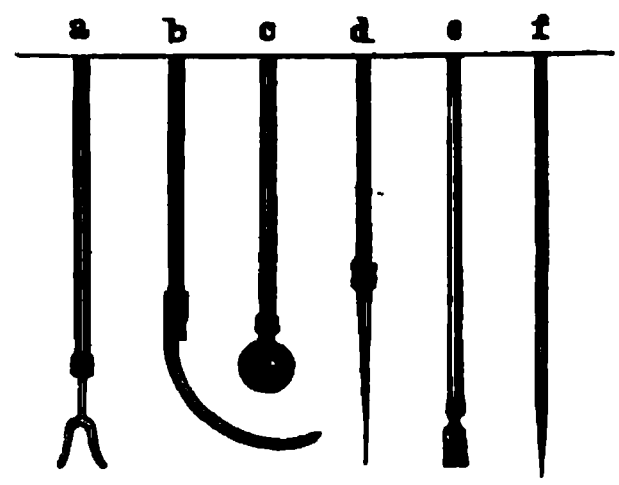


Fig. 36.



19. Schmelzproducte. Die Schmelzproducte[1]) können sein: Schmelzproducte.

1) Werkblei, bei geringem Silbergehalt und hinreichender Reinheit von Antimon, Kupfer und Arsen (Zink und Eisen meist nur Spuren) Handelswaare (früher zu Tarnowitz), meist aber zuvor zu raffiniren oder zu entsilbern (durch Abtreiben, Pattinsoniren oder den Zinkprocess). Werkblei.

2) Bleistein[2]) (Bd. I. S. 251), je nach seinem Metallgehalt (Cu, Pb, Ag, Au) seltener absetzbar (früher zu Tarnowitz), als im gerösteten Zustande durch Behandeln mit bleiischen Zuschlägen (Verändern, Steindurchstechen) oder beim Erzschmelzen noch weiter zu entsilbern und zu entbleien und dann das Kupfer durch Rösten des neuentstandenen Steins und reducirend-solvirende Schmelzungen in einem Kupferstein zu concentriren, welchem der Kupfergehalt auf trockenem oder nassem Wege (wohl neben einem Silber- und Goldrückhalt) entzogen wird. Bleistein.

Seitdem durch das Schmelzen im Raschette- oder Pilz'schen Ofen bleiärmere, weniger leichtschmelzige Steine erfolgen, kann deren Röstung unter grosser Brennmaterialersparung und bei Nutzbarmachung von schwefliger Säure in Schachtöfen (Oberharz) statt sonst in freien Haufen und Stadeln geschehen.

3) Speise (Bd. I. S. 253), welche nur bei antimon- und arsenreicheren Erzen erfolgt und je nach der Quantität davon und ihrem Metallgehalt concentrirt und weiter auf Ag, Au, Pb, Cu, Ni und Co zugutegemacht werden kann. Speise.

4) Erzschlacken, je nach ihrem Metallgehalt absetzbar und bei saurer Beschaffenheit zu Schlackensteinen (Bd. I. S. 271) nutzbar, bei unreiner Beschaffenheit meist wieder ins Erz- und Steinschmelzen zurückgehend. Basische eisenreiche Schlacken von der Steinarbeit können vortheilhaft als Zuschlag bei kieselsäurehaltigen Erzen oder als eisenhaltige Zuschläge zur Zerlegung des Bleiglanzes dienen. Schlacken.

5) Ofenbrüche gehen bei grösserem Bleigehalt (Bd. 1, S. 253) roh oder geröstet ins Schmelzen zurück, bei grossem Zinkgehalt können Ofenbrüche.

1) Analysen in Kerl, Met., 1. Abschn. 5. Rammelsberg, Metallurgie 1865. 2) Röstverhalten des Bleisteins in Plattner's Röstprocessen, S. 200.

sie zur Darstellung von metallischem Zink, Chlorzink u. s. w. benutzt werden (Unterharz[1]). Dieselben erscheinen zuweilen als treppenartig vertiefte Würfel mit schönen Anlauffarben (Fig. 37).

Fig. 37.

Krätzen u. s. w.

6) Geschur, Gekrätz und Flugstaub werden entweder unmittelbar oder nach vorheriger Aufbereitung besonderen Schmelzungen unterworfen (Krätz-, Abgänge-, Rauchschmelzen) oder bei der Erz- und Steinarbeit zugeschlagen. Eisensauen, in denen sich Gold, Silber, Kupfer u. s. w. befindet, können als Niederschlagsmittel für Bleiglanz dienen, oder auf nassem Wege (Behandeln mit verdünnten Säuren, schwefligsaurem Wasser u. s. w.) von ihren nutzbaren Metallen befreit werden (Bd. 1, S. 254).

Ein Nickel- und Kobaltgehalt[2]) der Erze kann sich in einer namentlich bei Krätz- und Bleisteinarbeiten fallenden Speise oder im Stein concentriren, geht aber theils in der Schlacke (namentlich bei zinkreichen Steinen), theis in Handelsbleien (wohl an Antimon oder Arsen gebunden), in den Producten vom Abtreiben und in Eisensauen verloren. Letztere concentriren das Nickel weniger, als Speisen. Ein geringer Kupfergehalt tritt beim Verschmelzen roher Erze meist in den Stein, bei gerösteten grösstentheils in die Schlacke, ein geringer Theil in Werkblei, Stein und Speise, bei deren Verarbeitung derselbe in den Schlacken, Handelsbleien und Glätten verloren geht.

1. Capitel. Niederschlagsarbeit.

Anwendbarkeit.

20. Wesen des Processes. Für die Niederschlagsarbeit eignen sich von fremden Schwefelungen möglichst freie und silberarme Bleierze mit mehr oder weniger Erden, bei deren Verschmelzen mit Eisen und passenden Zuschlägen zur Verschlackung der Erden u. s. w. als Hauptproducte Werkblei, Bleistein und Schlacke, zuweilen Speise entstehen.

Schattenseiten.

Obgleich einfach wegen Verwendbarkeit roher Erze, welche beim Schmelzen gleich den grössten Theil ihres Blei- und Silbergehaltes abgeben, erfordert der Process einen theuren Eisenzuschlag und wegen der Nothwendigkeit, zur hinreichenden Zerlegung des Schwefelbleies durch Eisen eine passend hohe Temperatur zu erzielen, verhältnissmässig viel Brennmaterial. Als Hauptschattenseite ist der Fall von viel Bleistein (wenigstens die Hälfte vom Erz) anzusehen, welcher eigentlich nur aus Schwefeleisen bestehen sollte, aber stets Schwefelblei um so mehr zurückhält, je niedriger bei sonst hinreichender Eisenmenge die Schmelztemperatur. Silber ist im Stein im Verhältniss zum anwesenden Blei in grösserer Menge vorhanden als im Werkblei, weil Schwefeleisen zum Schwefelsilber grosse Verwandtschaft hat und daraus durch Blei nur unvollständig auszuziehen ist, weshalb bei

1) Kerl, Rammelsberger Hüttenprocesse 1861, S. 42, 185. Muspratt-Kerl, techn. Chem. Bd. 5, S. 1438. 2) B. u. h. Ztg. 1864, S. 315; 1867, S. 419.

der Verarbeitung der Bleisteine durch wiederholte Röst-Reductionsprocesse die Metallverluste steigen. Fremde Schwefelmetalle erfordern unnöthigen Eisenzuschlag, tragen zur Verunreinigung des Bleies bei und vermehren noch den Steinfall. Ein geringer Kupfergehalt wird durch Ansammlung im Stein vom Blei zumeist fern gehalten.

Ersetzung der Niederschlagsarbeit.

Wegen dieser Schattenseiten ist die Niederschlagsarbeit nur noch wenig in Anwendung und mehrfach mit Vortheil durch andere Processe ersetzt, z. B. durch die Flammofenarbeit (in Tarnowitz bei kalkigen Erzen) und durch die Röstreductionsarbeit. Letztere erfordert zwar besondere Kosten für Brennmaterial und Löhne beim Rösten, aber weniger beim Verschmelzen der leichtflüssigeren Beschickung und es lassen sich, da man das Rösten in den neueren Röstöfen hinreichend in der Gewalt hat, bei ganz fehlendem Kupfergehalt im Erz eine Steinbildung und deren Nachtheile entweder ganz vermeiden oder doch auf ein gewisses, durch einen Kupfergehalt bedingtes Mass beschränken. Ein Kupfergehalt im Blei lässt sich durch die neueren Entsilberungsprocesse mit Zink hinreichend beseitigen. Bei nicht erzielter Steinbildung können die Schlacken wegen ihres Schwefelgehaltes silberreicher ausfallen.

Oberharzer Process.

Wenn trotz dieser Schattenseiten die Niederschlagsarbeit auf dem Oberharze gegen andere Processe Vortheile gewährt hat, so liegt der Grund davon hauptsächlich in der Anwendung eisenhaltiger Surrogate (Unterharzer Kupfererzschlacken, gerösteter Bleistein) statt des metallischen Eisens, bedingt durch passende Ofenconstruction (Raschette- und Pilzofen) und geeignete Chargirmethode in horizontalen Lagen, welche die Entstehung eines bleiarmen Steines mit 8—10 Proc. Blei statt früher in den alten Oefen mit 25—30 Proc. begünstigen. Wegen seines geringen Bleigehaltes im Schachtofen röstbar und die Nutzbarmachung der entwickelten schwefligen Säure zur Schwefelsäurebereitung gestattend, wird derselbe als Niederschlagsmittel für die rohen quarzigen Bleierze angewandt und der endlich daraus hervorgehende, einen noch verhältnissmässig grossen Silbergehalt besitzende Kupferstein lässt diesen sehr vollständig gewinnen bei der eingeführten Schwefelsäureextraction für das daraus dargestellte silberhaltige Schwarzkupfer.[1]) Die früheren Oberharzer Versuche[2]) mit dem Röst-Reductionsprocess können für die Entscheidung seiner Vorzüge vor der Niederschlagsarbeit nicht massgebend sein, da man mit unvollkommenen Apparaten arbeitete und die Brennmaterialfrage eine andere geworden ist.

21. Erfordernisse des Processes. Von wesentlichem Einflusse auf den Erfolg des Schmelzens kann sein:

a) Die Beschaffenheit der Erze, und zwar

Erzbeschaffenheit.

α) Hinsichtlich des Aggregatzustandes.

Schliege erfordern höhere Oefen zur Vorbereitung, Schlackenzuschläge zur Auflockerung und deshalb mehr Brennmaterial, incrustiren grossblasiges Brennmaterial, geben mehr Flugstaub, Ofenbrüche und Bühnen als Knörper[3]); Einbinden der Schliege mit Kalk[4]), Verschmelzen derselben mit Knörpererzen.[5])

β) Hinsichtlich der fremden Beimengungen.

Dieselben wirken entweder förderlich auf die Schlackenbildung (Quarz, Silicate, Kalkspath, Flussspath in gewissen Mengen) und die Entschwefelung (Spatheisenstein) oder schädlich, wie die meisten Schwefel-, Antimon- und Arsenmetalle, indem dieselben einen unnützen Eisenverbrauch unter Vermehrung des Steinfalles herbeiführen (Schwefelkies, Kupferkies, Zinkblende, Fahlerz, Bournonit, Schwefelantimon, Schwefelarsen), ihr abgeschiedenes Radical das Blei verunreinigt (Arsen, Antimon, Kupfer) oder sich verflüchtigt, dabei Blei und Silber aus der Gicht mit fortreisst und die Ofenbruchbildung begünstigt (Zink, Arsen, Antimon), oder das Schwefelmetall als solches (Zinkblende) theils in den Stein, theils in die Schlacke geht, diese strengflüssig und einen grösseren Zuschlag leichtflüssiger Schlacken, wodurch Metallverluste und

---

1) Preuss. Ztschr. 17, 367. 2) Kerl, Oberharz. Hüttenpr. 1860, S. 360. B. u. h. Ztg. 1855, No. 23. Preuss. Ztschr. 17, 369, 381. 3) Erdm. J. f. ök. u. techn. Chem. 2, 402, 511. Bgwfd. 11, 572. Kerl, Oberharz. Hüttenpr. 1860, S. 381, 615. 4) Karst. Arch. 2. R. 24, 430. B. u. h. Ztg. 1852, S. 173. 5) B. u. h. Ztg. 1852, S. 170.

Brennmaterialaufwand wachsen, erforderlich macht, auch zum Schwefel verwandtere Metalle (Kupfer, Silber) in grösserer Menge in die Schlacke führt (Pribram) und diese specifisch schwerer macht (Skumnasbildung). Zwischen zinkischen Steinen und eisenhaltigen Schlacken kann eine derartige Reaction stattfinden, dass sich Eisenoxydulsilicat und Schwefelzink zu Zinksilicat und Schwefeleisen umsetzen und in einer reducirenden Atmosphäre kann sich Zink verflüchtigen. Die Zinkblende muss durch Aufbereituug möglichst abgesondert werden, da sie unter allen Umständen schädlich wirkt (Lautenthal). Eisenspäthige Zinkblende[1]) hat man dadurch nutzbar gemacht, dass man sie im gerösteten Zustande auf Zinkweiss benutzt und den Rückstand von silberhaltigem Eisenoxyd bei der Bleiarbeit zuschlägt; eine Trennung der Mineralien durch Röstung und Siebsetzen gelingt nicht immer hinreichend.[2]) In ähnlicher Weise schädlich wie Zinkblende verhält sich Schwerspath[3]), welcher bei höherer Temperatur unter Einfluss von Eisen ein aus Baryterde, Schwefeleisen und Schwefelbarium bestehendes Oxysulfuret und dieses von dem matten Stein sich nur unvollständig trennende Schlacken (Skumnas) giebt; sein schädlicher Einfluss wird durch Abbrechen an Eisen und vermehrte Schlackenzuschläge zu beseitigen gesucht. Andererseits kann ein Schwerspathgehalt insofern günstig wirken, dass derselbe im Ofen sich zu Schwefelbarium reducirt und dann mit kieselsaurem Bleioxyd zu metallischem Blei oder Schwefelblei und Barytsilicat umsetzt, auch verschlacktes Kupfer schwefelt und in den Stein führt. Der Schwefelsilbergehalt kann auf die Rentabilität des Processes wesentlich influiren.

Gattirung und Beschickung.

b) Die Gattirung und Beschickung. Da bei höhererer Temperatur das Schwefelblei durch Eisen vollständiger zerlegt und ein bleiärmerer Stein erzeugt wird, als bei niedrigerer Temperatur, so darf die Beschickung nicht zu leichtflüssig sein. Den erforderlichen Grad der Strengflüssigkeit erzielt man den Erfahrungen über die Schlackenbildung gemäss (Bd. I. S. 256) entweder durch eine bereits im Erze enthaltene grössere Menge basischer Erden (z. B. Kalkerde früher zu Tarnowitz) oder einen Ueberschuss von Kieselsäure (Oberharzer Schliegschlacken zwischen Bi- und Singulosilicat), welche, da das Blei im geschwefelten Zustande vorhanden, eine Verschlackung desselben weniger herbeiführt.

Schlackenbildung.

Die beim Eisenhohofenbetrieb mit Holzkohlen sich erzeugende rein erdige Bisilicatschlacke (56 Kieselsäure, 30 Kalkerde und 14 Thonerde) ist zu strengflüssig (Bd. I. S. 269) und es bedarf eisenhaltiger Zuschläge (Eisenfrischschlacken, Roth- und Spatheisenstein, gerösteter Bleistein, gerösteter Rohstein. durch Verschmelzen silberarmer kiesiger Erze mit blei- und silberhaltigen Abfällen, Schlacken u. s. w. dargestellt u. A.) in solchem Masse, dass neben hinreichend flüssiger Schlacke (Singulosilicat oder ein Gemisch von Singulo- und Bisilicat) bei nicht zu hoher Temperatur ein hinreichend bleiarmer Stein (mit 6—10 Proc. Blei) entsteht.

Eisenmenge.

Der Eisenzuschlag (Schmiedeeisen ist wirksamer als Gusseisen und nicht in zu grossen oder zu kleinen Stücken zu verwenden, am wirksamsten ist Eisenschwamm[4])) oder dessen Surrogate (S. 3) richten sich der Quantität nach in erster Linie nach dem Bleigehalt[5]), nehmen bei steigendem Blende- und Kupfergehalt ab, um nicht zu viel Kupfer ins Blei zu führen, bei einem Antimon- und namentlich Arsengehalt[6]) dagegen zu, weil sonst keine genügende Entschwefelung des Bleiglanzes eintreten würde. Mit steigendem Eisengehalt wächst der Silbergehalt des Steines, auf dessen gleichzeitige Ausziehung durch Blei die Verbindungsweise des Silbers und

1) B. u. h. Ztg. 1870, S. 416. 2) B. u. h. Ztg. 1870, S. 416; 1871, S. 188. 3) B. u. h. Ztg. 1860, S. 184. 4) B. u. h. Ztg. 1861, S. 292. 5) B. u. h. Ztg. 1860, S. 165. Kerl, Oberharz. Hüttenprocesse 1860, S. 376. 6) B. u. h. Ztg. 1857, S. 67.

die Temperatur influiren.[1]) Man braucht gewöhnlich weniger Eisen, als die Theorie erfordert, indem die Gebläseluft und zugeschlagene oxydische Substanzen auch entschwefelnd wirken. Von der Menge des Zuschlagseisens war bereits (S. 3) die Rede.

Ein Zinkblendegehalt kann einen grossen Eisenverbrauch dadurch herbeiführen, dass das vor der Form verflüchtigte Zink sich immer wieder von Neuem schwefelt, indem dessen aufsteigender Dampf dem Schwefelblei und schwefelsaurem Bleioxyd bei Gegenwart von Kohlenoxyd Schwefel entzieht oder durch Einwirkung von Schwefelkohlenstoff und schwefliger Säure bei Gegenwart von Kohle sich schwefelt. Auch Zinksilicat setzt sich mit Eisen in Eisenoxydulsilicat und sich verflüchtigendes Zink um.

Schlackenzuschläge sollen entweder die Schlackenbildung fördern oder als Auflockerungsmittel dienen (z. B. bei Schliegen) oder das Metall im Herde gegen Oxydation schützen oder selbst als Entschwefelungsmittel wirken (z. B. Eisenfrischschlacken, Unterharzer Kupferschlacken). Schlacken-Zuschläge.

Jeder Ueberschuss davon vermehrt den Metallverlust und Brennstoffaufwand (S. 42); ein Mangel daran macht den Schmelzgang streng und es entstehen reiche Schlacken.

Bleiische Zuschläge (Glätte, Herd, Abstrich), am besten in Stücken anzuwenden. Bleiische Zuschläge.

Dieselben befördern die Entsilberung und erzeugen silberärmere Schlacken und müssen deshalb bei silberreicheren Erzen sowie beim reducirend-solvirenden Schmelzen der Bleisteine in grösserer Menge gegeben werden (Andreasberg[2]). Auch zersetzen sie in oberen Ofentheilen Bleiglanz und wirken dadurch eisenersparend.[3])

c) Die Art des Chargirens. Während man früher die Beschickung an die Formwand und das Brennmaterial an die Vorwand, also in vertikalen Säulen setzte, dann mit Nase (Bd. I. S. 174) schmolz und bei diesem Verfahren wegen der stattfindenden nur geringen Reduction auf die Anwendung metallischen Eisens beschränkt war, so bringt man jetzt Brennmaterial und eisenhaltige Substanzen (eisenreiche Schlacken, Eisenstein, geröstete eisenoxydreiche Bleisteine), was nebenbei einen entschieden bessern Schmelzgang bewirkt, in horizontalen Lagen in den Ofen, wobei ein Theil derselben reducirt wird und im nascirenden Zustande sehr kräftig entschwefelnd wirkt, ein anderer Theil sich direct im oxydischen Zustand mit Schwefelblei umsetzt, ein dritter nach Desoxydation des Eisenoxydes zu Oxydul in die Schlacke geht, diese leichtschmelziger macht und Bleioxyd daraus ausscheidet. Chargiren in vertikalen Säulen. Chargiren in horizontalen Schichten.

Kalk treibt zwar letzteres noch energischer aus, als Eisenoxydul, erfordert hierzu aber hohe, die Bleiverflüchtigung begünstigende Temperatur. Auch scheidet Kalk bei höherer Temperatur Eisenoxydul aus der Schlacke ab, welches sich reducirt und entschwefelnd wirkt, im Ueberschuss aber Eisensauen bildet. Damit sich nicht mehr Eisen, als zur Entschwefelung erforderlich ist, reducirt und nicht Ansätze (Eisensauen) auf der Sohle giebt, darf die Windpressung nicht über ein gewisses Maximum erhöht werden. Für den Oberharzer Raschetteofen hat sich eine solche von höchstens 22 Mm. Quecksilber als passend erwiesen, wobei auch Bleiverflüchtigung und Flugstaubbildung auf das möglichst Erreichbare vermindert werden. Brauneisenstein reducirt sich leichter zu metallischem Eisen, als Roth- und Magneteisenstein.

1) Oest. Ztschr. 1855, No. 5 u. 24; 1856, No. 13; 1857, No. 1. 2) Kerl, Oberharz. Hüttenpr. 1860, S. 379, 683. 3) Preuss. Ztschr. 17, 367.

Da bei dem horizontalen Chargirverfahren ein Nasenschmelzen nicht möglich (S. 41), so müssen Formen und auch wohl das Gestell zum Schutz gegen Corrosion der Schmelzmassen gekühlt werden. Durch Anwendung von Oefen mit einer grösseren Formzahl (Raschetteöfen, Rundöfen) lässt sich gleichzeitig die Production steigern und bei höherer Temperatur das Blei vollständiger ausscheiden, während eine Erweiterung des Ofens nach oben die Flugstaub- und Ofenbruchbildung beeinträchtigt und den Schmelzgang regelmässiger macht. Eine Schliegform der Erze bedingt höhere Oefen, sowie auch letztere die Erzielung der zur Zerlegung des Bleiglanzes durch Eisen erforderlichen höheren Temperatur befördern. Cokes wirken in dieser Hinsicht vortheilhafter als Holzkohlen.

Chemische Vorgänge.

Bei Anwendung von metallischem Eisen wirkt dasselbe zerlegend auf das Schwefelblei und Schwefelsilber ein, es entsteht Werkblei und Schwefeleisen, welches letztere sofort einen Theil Schwefelblei bindet und damit Bleistein giebt. Es lässt sich danach durch selbst überschüssiges Eisen das Schwefelblei nicht völlig zerlegen (S. 3), aber der Bleistein fällt unter gleichen Verhältnissen um so bleiärmer aus, bei je höherer Temperatur die Zersetzung vor sich geht. Ein Theil Schwefelblei entzieht sich der Einwirkung des Eisens durch Verflüchtigung und giebt nebst anderen flüchtigen Substanzen Veranlassung zur Ofenbruchbildung. Wegen grosser Neigung des Schwefeleisens, sich mit Schwefelsilber zu verbinden, ist im Bleistein der Silbergehalt im Vergleich zum Bleigehalt grösser, als im Erz. Ein Kupfergehalt sammelt sich zum grössten Theile im Stein an, wird aber bei überschüssigem Zuschlagseisen mehr ins Blei geführt. Da bei einem Gehalt der Erze an Antimon und Arsen ein Theil Eisen von diesen in Beschlag genommen wird, zuweilen unter Speisebildung, so bedarf es in solchem Falle eines grösseren Eisenzuschlages für die Entschwefelung des Bleiglanzes.

Werden statt metallischen Eisens oxydische Eisenverbindungen angewandt, so reducirt sich bei passender Ofenleitung das Oxyd theils zu Oxydul, welches verschlackt wird und unter Austreibung von Bleioxyd zur Bildung bleiarmer Schlacken Veranlassung geben kann, theils zu Metall, welches im statu nascenti ausgeschieden kräftig entschwefelnd wirkt, daher die Erzielung bleiarmer Leche und Schlacke bei dem jetzigen Oberharzer Raschetteofenbetrieb. Eine zu eisenoxydulreiche leichtflüssige Schlacke, welche zum Schmelzen niedrigere Temperatur erfordert, begünstigt die Entstehung bleireicherer Steine. Eisensingulosilicate (Rohhschlacken vom Frischen, Puddeln u. s. w.), vermögen zwar bei Weissglühhitze und Einwirkung von Kohle den grössten Theil ihres Eisengehaltes abzugeben:

$$3\dot{F}e_2\,\check{S}i + 2C = \dot{F}e_2\,\check{S}i_3 + 4Fe + 2\check{C} \quad \text{oder}$$
$$3Fe_2\,Si\,O_4 + 2C = Fe_2\,Si_3\,O_8 + 4Fe + 2C\,O_2$$

sind aber weniger wirksam und veranlassen die Bildung eines weit bleireicheren Steins, als basische Schlacken (Gaarschlacken vom Eisenfrischen, Puddeln, Unterharzer Kupfererzschlacken), deren Gehalt an beigemengtem Eisenoxyduloxyd sich leichter reducirt, als Eisen-

silicat, namentlich aber bei Kalkzuschlägen reichlich metallisches Eisen giebt.

Einen Ueberschuss von Säuren oder Basen in der Beschickung gleicht man durch Zuschlag von basischen oder sauren Schlacken aus. Von der Wirkung fremder Beimengungen im Bleiglanz war bereits (S. 45) die Rede.

Oberharzer Niederschlagsarbeit. Bleiglanz mit Kupferkies, Zinkblende, Schwefelkies, Fahlerz, Bournonit, Spatheisenstein, Quarz, Kalkspath, Thon- Beispiele. Oberharz.

Fig. 38. Fig. 39.

a Schlstein, darüber Lehmsohle x und Gestübbesohle ς. r Vorherd. n Stich. o Stechherd. r Rinnöffnung. q Rauchmantel. f Chargiröffnung. c Flammloch. t Flugstaubkammern. s Schornstein. Dimensionen der eiförmigen Oefen: Höhe über dem Herdblech 5.648—6.90 M., Formhöhe über dem Blech 0.418 M., Weite an der Formwand 0.627 M., desgl. an der Vorwand 0.523 M., Tiefe unten 1.098 M., grösste Weite bis auf 1.569 M., Höhe 0.784 M. Böschung der Formwand bis zur Gicht 0.366 M.

schiefer, Grauwacke und Schwerspath bei folgender Durchschnittszusammensetzung: 71.68 Schwefelblei, 0.95 Schwefelkupfer, 1.89 Schwefelzink, 4.14 Spatheisenstein, 0.54 Schwefelantimon, 1.41 Schwefeleisen, 0.113 Schwefelsilber, 15.24 Kieselsäure, 0.15 Thonerde, 2.38 kohlensaure Kalkerde, 1.46 schwefelsaure Baryterde, 0.08 Magnesia. — Aeltere Verfahren: Verschmelzen der gerösteten Erze mit eisenhaltigen Schlacken im Krummofen bei grossen Verlusten; seit Anfang dieses Jahrhunderts

Niederschlagsarbeit[1]) mit rohem Bleiglanz bei Zusatz von 12—14 Proc. metallischem Eisen in 6.3—6.9 M. hohen ein- und zweiförmigen Sumpföfen (Fig. 38. 39) bei Nasenschmelzen, Abtreiben des Werkbleies, 2—3maliges Durchstechen des gerösteten Bleisteins im Krummofen auf Kupferstein, Verarbeitung desselben auf Schwarzkupfer, Entsilberung desselben durch Saigerung, Gaarmachen der Kienstöcke im kleinen und grossen Herd. Bleiglanzschlieg-Beschickung: 100 Schlieg, 11.61 Roheisen, 4.23 bleiische Zuschläge, 28.7 Schliegschlacken, 129.96 Steinschlacken; Ausbringen an Werkblei 46 Proc., 45 Proc. Bleistein mit 20—35 Proc. Blei, $^1/_2$ Proc. Kupfer und 0,05—0,06 Proc. Silber, 4—8 Proc. Hüttenrauch, 2 bis 4 Proc. Ofenbruch und 177 Proc. Schlacken mit 3—5 Proc. Blei. Cokesverbrauch 37.947 Proc. Rösten des Steins in bedachten Haufen, Verschmelzen mit 3 Proc. Eisen, 100 Proc. unreinen Schliegschlacken, 18 Proc. Herd und 6—10 Proc. Stein- und Herddreck in 3.2—3.8 M. hohen Krummöfen (Fig. 20. 21) bei 3—4maliger Wiederholung des Durchstechens, wobei zuletzt Kupferstein mit 25—30 Proc. Kupfer und 12—14 Proc. Blei erfolgt. Bleiverlust (S. 4) beim Erz- und Steinschmelzen 8—9 Proc., bei blendigen Erzen 10—12 Proc., dazu beim Abtreiben 10 Proc., beim Pattinsoniren nur 5 Proc., also in Summa resp. 18—22 und 13—17 Proc., je nachdem man nur abtreibt- oder pattinsonirt; 10,200,000 Kil. jährlich verschmolzenen Erzes erfordern 1,400,000 Kil. Eisen im Werthe von 45000 Thlr. — Versuche[2]) zur Verbesserung des Processes: Schmelzen der Schliege mit Kalk statt Eisens. Erzeugung von Eisen aus Steinschlacken[3]); Schliegschmelzen mit Bleisteinschlacken. Eisenstein und Kalk im Eisenhohofen (Rastofen) behuf Ersetzung des metallischen Eisens[4]); Rösten der Schliege im Flammofen und Verschmelzen mit Eisenfrischschlacken im Schachtofen[5]); Verarbeitung der Erze im Flammofen nach englischem (S. 16) und französischem Verfahren (S. 21); Knörperschmelzen; Schmelzen im 10förmigen Raschetteofen[6]) (S. 32) ohne Wasserformen mit metallischem Eisen, dann bei Wasserformen und Gestellkühlung mit Eisenfrischschlacken und Okerschen Kupferschlacken, jetzt mit letzteren und geröstetem Bleistein. — Jetziges Verfahren[7]), ausgeführt im Raschetteofen, in kleinen 3 und 4förmigen und in 8förmigen Rundöfen (Pilz'schen Oefen).

Versuche.

Jetziges Verfahren.

a) Raschetteofenbetrieb mit Ersetzung des metallischen Eisens durch Unterharzer Kupfererzschlacken (16—17 Kieselsäure, $2^1/_2$—$3^1/_2$ Thonerde, 69 bis 70 Eisenoxydul, 3.3 Kalkerde, 0.8—1.3 Magnesia, 1.7—1.9 Kupferoxydul, 0.07 bis 0.5 Manganoxydul, 1—1,5 Kobalt- und Zinkoxyd, 1.6—1.7 Schwefel). Raschetteofen[8]) (S. 33, Fig. 24 u. 25) mit je 5 Wasserformen (Bd. 1, S. 240) an den langen und je 1 an den kurzen Seiten, neuerdings Ersetzung der Wasserkühlkästen unter den Formen durch Canäle, in denen Luft circulirt. Höhe der Oefen 6.276 M., Länge 2.301 M., Breite unten 0.941 M., oben 1.491 M. Beschickung zu Clausthal: 100 Erz, 50 gerösteter Bleistein, 70 Unterharzer Kupferschlacken, 7 eigene Kupferschlacken, 80 Schlacken von derselben Arbeit, 0.91 Krätzschlieg, 1.35 Hüttenrauch bei einem Verbrauch von 40.60 Cokes und 2.52 Holzkohlen auf 100 Erz; zu Altenau: 100 Erz, 87 Unterharzer Schlacken, 53 Schliegschlacken, 50 gerösteter Stein, 27 Krätzkupferschlacken, 4 bleiische Vorschläge, 1—2 Abstrich, 6—7 Silberschlamm vom Auflösen der Kupfergranalien mit 42—47 Cokes pro 100 Erz.

Bleisteinarbeit. Der erfolgende Bleistein mit 6—9 Proc. Blei, 0,02 Proc. Silber und 2—5 Proc. Kupfer wird in Schachtöfen[9]) (Fig. 40. 41 [s. f. S.]) von 4 M. Höhe, 1.2 M. Weite, 1.5 M. Länge oben und 1.2 M. Länge unten mit $1^1/_2$ M. hohem und an der Basis 0.4 M. breitem Abrutschdach *l*, sowie mit gebrochenen Ecken geröstet und sein Schwefelgehalt zur Darstellung von Schwefelsäure theilweise nutzbar gemacht (Altenauer Hütte). Es liegen zwei Oefen mit den schmalen Seiten neben einander und in der Scheidewand der Salpeterkasten *a*, die salpetrigsauren Dämpfe durch eine Röhre *b* in das gemeinschaftliche Abzugsrohr *c* für die schweflige Säure entlassend. *d* Chargiröffnung. *e* Räumöffnungen. *f* Ausziehöffnung. *g* Deckel.

---

1) Kerl, Oberharzer Hüttenpr. 1860. Kerl, Met. 2, 135. Preuss. Ztschr. 17, 366. Percy-Rammelsberg, Bleihüttenk. S. 248. Analysen von Producten: Kerl, Met. Bd. 1; Rammelsberg's Metallurgie 1865, S. 232. Schlieganalysen von Lautenthaler Erzen u. Schlacken in: Oest. Ztschr. 1871, No. 51. Geschichtliches: B. u. h. Ztg. 1867. S. 5. 2) Kerl, Oberharz. Hüttenpr. S. 5. B. u. h. Ztg. 1867, S. 5. 3) Stünkel, Eisenbergwerke 1803, S. 135. 4) Karsten's Arch. 2. R. 10, 286. 5) B. u. h. Ztg. 1855, Nr. 23. 6) B. u. h. Ztg. 1864, S. 179, 350; 1866, S. 152, 361; 1867, S. 42, 60, 69, 119; 1869, S. 175; 1872, S. 83. 7) Preuss. Ztschr. 17, 381; 19, 133, 196. 8) Neuere Abbildungen: B. u. h. Ztg. 1867, Taf. 1. Preuss. Ztschr. 17, Taf. 17, Fig. 1—6. Sonstige Citate S. 32. Oestr. Ztschr. 1869, No. 46. 9) Preuss. Ztschr. 19, Taf. 8.

h gusseiserne Röhre. *i* Schieber. *k* Schornstein. Vortheile des neuen Verfahrens: Ersetzung des Zuschlageisens durch die billigen Kupferschlacken, grosses Durchsetzquantum, ärmere Schlakken (mit $^1/_4$ Proc. Blei) und bleiärmere, für die Röstung im Schachtofen geeignete Steine mit 8—10 Proc Blei, mindere Flugstaubbildung, vollständigeres Ausbringen des Bleies (98 Proc. gegen früher 90 Proc.) und des Kupfers (von 100 Erz sonst 0.514, jetzt 1.38 Kupfer), dagegen grösserer Cokesverbrauch. Gegen den alten Process pro 1000 Kil Erz mit durchschnittlich 63 Proc. Blei und 0.1 Proc. Silber Ersparung an Schmelzkosten und Mehrausbringen an Metall 10 Thlr. 17 Sgr. 2 Pf.

Fig. 40.

Von 100 Thln. Erz erfolgten:

	Sonst:	Jetzt:
Werkblei	46.60	65.35
Bleistein	45.50	54 79
Rauch	4.62	1.18
Ofenbruch . . .	2 37	0 66
Schur und Bühnen	0.44	0 29
Schlacken	176.59	184 65
	276 12	306 92

h günstigere Erfolge hat man wegen der Kosten für das erste Steindurchn neuester Zeit erzielt durch die tion der Schlieg- und Steinbei theilweiser Ersetzung der Unterpferschlacken durch gerösteten Bleihdem auch versucht worden, statt des Steinschlacken anzuwenden. Die Schmelzkosten sind durch diese Neuerung von 18 Thlr. auf 15 Thlr pro 1000 Kil. Erz herabgegangen.

Fig. 41.

Die Beschickungen auf den verschiedenen Hütten waren folgende:

	Clausthal.	Altenau.	Lautenthal.
Erz	100	100	100
Unterharzer Kupferschlack.	60	87.3	115
Gerösteter Stein	51	50	56
Eigene Schlacken . . .	93	53.3	75
Krätzschlieg	3	—	—
Krätzkupferschlacken . .	—	26 6	—
Verschläge	—	4	—

Chargengrösse 1050—1350 Kil., Cokesgicht 150 Kil., Windpressung 20—22 Mm., 7500 Kil Erz oder 20000 Kil. Beschickung liefern in 24 St. mit 2500 Kil. Kohlen 5000 Kil Werkblei und 4000 Kil. Stein.

Den anfangs bis 56 Proc. des Erzes betragenden Bleisteinzuschlag ermässigte man auf 28 Proc., weil der Kupfergehalt des Steins und damit derjenige des Werkbleies zu hoch wurde. Der jetzt erfolgende Bleistein enthält 7—9 Proc. Blei, 4—8 Proc. Kupfer und 0.03—0 0325 Proc. Silber, das Werkblei 0.4—0.5 Proc Kupfer und die Steinarbeit ist zur Zeit folgende: Rösten des Steins in Schachtöfen. Verschmelzen mit Schliegschlacken auf Werkblei und Kupferbleistein mit bis 20 Proc. Kupfer.

1) Preuss. Ztschr. 17, 382; 19, 156. B. u. h. Ztg. 1871, S. 27.

wiederholtes Abrösten des letzteren in Haufen oder Schachtöfen, Schmelzen mit Rohschlacken der Kiesarbeit im Brillenofen auf bleiisches Schwarzkupfer und Kupferstein mit bis 40 Proc. Kupfer, wiederholtes Rösten desselben und noch 4maliges Durchstechen auf Schwarzkupfer, Verblasen desselben, Auflösen des verblasenen und granulirten Kupfers in heisser verdünnter Schwefelsäure, Reduction des erfolgenden silberhaltigen Schlammes mit Glätte und Erzeugung von Kupfervitriol aus der Lauge. Bei der combinirten Arbeit ist das Ausbringen gegen die Probe auf 102.5 Proc. Silber, 100.8 Proc. Blei und 100.3 Proc. Kupfer gestiegen. Heisser Wind[1]) hatte auf Ausbringen und Brennstoffverbrauch wenig Einfluss (S. 41).

b) 4förmige Rundöfen[2]) mit Erweiterung nach oben, über den Formen 6.3 M. hoch, Gestelldurchmesser 0.94 M., Düsenweite 61 Mm. bei 16 Mm. Pressung, Gichtdurchmesser bei den vorhandenen 4 Oefen 1.25, 1.41, 1.49 und 1.57 M., Rauchbildung resp. 2.8, 2.1, 1.7 und 1.1 Proc. (im Raschetteofen 2.8 Proc.), Cokesverbrauch pro 100 Kil. Erz resp. 42.39, 41.85, 41.74 und 41.62, beim Raschetteofen 44.3 Kil., Durchsetzzeit pro 100 Kil. Erz resp. 73.2, 71.8, 71.2, 69.2 St., im Raschetteofen 93.2, wonach die grössern Gichtweiten günstiger auf die Vorbereitung der Erze, auf den Ofengang und den Brennmaterialverbrauch wirken, und Rundöfen Vorzüge vor den Raschetteöfen haben (S. 34). Das Vorhandensein eines Rauhgemäuers lässt keine so grossen Wärmeverluste zu, als die freistehenden Pilz'schen Oefen.

c) 8förmiger Rundofen[3]) (Pilz'scher Ofen). 7.2 M. hoch, unten 1.41 M., oben 2.04 M. weit, Formen 37 Cm. über den Schlackenaugen, als Sumpfofen zugemacht, weil die Tiegelofenzustellung den Ausfluss der zähflüssigen Schlacken nicht gestattete; die Erfolge in diesem Ofen auf Clausthaler Hütte waren befriedigend, aber besser bei 1 M. Weite im Gestell.

Das Werkblei der Oberharzer Hütten geht zum Entsilbern durch Zink, der Kupferstein zum Verschmelzen auf Schwarzkupfer und Entsilbern desselben mittelst Schwefelsäure, die Schlacken ins Schmelzen zurück oder zur Schlackensteinfabrikation. Wie die Untersuchungen von Hampe[4]) über den Kupfer-, Antimon-, Nickel- und Wismuthgehalt der Oberharzer Bleie ergeben haben, sind hinsichtlich der Reinheit derselben in neuerer Zeit wesentliche Fortschritte gemacht. Eine Speisebildung[5]) findet nur zuweilen zu Andreasberg statt. Hier werden verschmolzen: angekaufte fremde Erze mit Bleistein; arme Andreasberger Bleiglanzschliege mit todtgerösteten goldfreien silberreichen Kiesen; Concentration von güldischen Blei- und Kupfersteinen und Verschmelzen auf Schwarzkupfer; Verschmelzen alter Haldenschlacken; Vertreiben des Werkbleies von der Erz- und Steinarbeit.

Analysen von älteren und neueren Oberharzer Hüttenproducten.

	Erzschlacken.			Steinschlacken.	
	Alte.	Neue.		Alte.	Neue.
	a	b	c	d	e
Kieselsäure	41.90	43.60	40.22	28.90	29.25
Thonerde	4.09	15.50	7.89	5.92	13.95
Kalkerde	11.64	6.50	4.95	11.00	5.85
Magnesia	1.36	1.56	1.38	1.06	0.71
Eisenoxydul	34.82	31.68	33.35	48.29	48.60
Zinkoxyd	2.40	Spr.	3.41	1.68	—
Bleioxyd	3.19	0.70	1.96	2.47	0.57
Silberoxyd	—	0.00087	—	—	0.0007
Manganoxydul	—	—	1.89	—	—
Kali	0.60	Spr.	1.15	0.68	—
Natron	—	—	0.59	—	—
Nickel und Kobalt	—	—	0.04	—	—
Kupfer	—	—	0.21	—	0.10
Silber	—	—	0.00063	—	—
Antimon	—	—	0.10	—	—
Eisen	—	—	1.68	—	—
Phosphorsäure	—	—	0.56	—	—
Schwerspath	—	—	0.82	—	—
Schwefel	—	—	0.81	—	—

1) Preuss. Ztschr. 19, 154. 2) Preuss. Ztschr. 17, 381, 384, Taf. 17, Fig. 7—11; 19, 153. B. u. h. Ztg. 1871, S. 101; 1872, S. 83. 3) Preuss. Ztschr. 19, 154, Taf. 7, Fig. 1—6. 4) Preuss. Ztschr. 18, 195. B. u. h. Ztg. 1871, S. 143. 5) Analysen: Kerl, Met. 1, 761. Rammelsberg's Met. S. 239.

Die Schliegschlacken nähern sich den Bisilicaten, die Steinschlacken sind Gemenge von Singulo- und Bisilicaten.[1]) Die Erzschlacke (c) von Lautenthal ist von nachstehender Beschickung erfolgt: 100 Schlieg, 56 gerösteter Bleistein, 115 Unterharzer Kupferschlacken, 75 eigene Schlacken. Die Schlacke b) ist nach Rammelsberg $(4\dot{R}\breve{S}i + \ddot{A}l\breve{S}i_3) + (4\dot{R}_2\breve{S}i + \ddot{A}l_2\breve{S}i_3)$ oder $(4RSiO_3 + AlSi_3O_9) + (4R_2SiO_4 + Al_2Si_3O_{12})$; die Schlacke (e) $= (\dot{R}_2\breve{S}i + \ddot{A}l_2\breve{S}i_3) + (\dot{R}_3\breve{S}i_2 + 3\ddot{A}l\breve{S}i)$ oder $(R_2SiO_4 + Al_2Si_3O_{12}) + (R_3SiO_7 + 3AlSiO_5)$.

Bleisteine.

	Alte.	Neue. Mit Kupferschlacken.	Mit Bleistein.
Blei . . .	40 —73	10.88	11.5
Eisen . . .	10.0 —34.5	55.90	57.2
Kupfer . .	0.2 — 1.7	3.33	5.2
Zink . . .	0.2 — 2.3	1.13	—
Antimon . .	0.13— 0.66	0.27	—
Schwefel . .	15—26.5	26.67	22.3
Silber . .	0.11— 0.12	0.03	0.033

Die älteren Bleisteine[2]), zuweilen krystallisirt und aus Würfeln bestehend, welche mit den Ecken aufgewachsen sind, enthalten weniger Schwefel als zur Bildung von Einfach-Sulfureten (PbS, FeS, ZnS u. s. w.) erforderlich ist und erklärt sich dieses durch eine Beimengung von metallischem Blei (Bd. 1, S. 252) und Vorhandensein von Cu_2S und Fe_2S. Nach Rammelsberg bestanden neuere Steine aus $4RS + R_2S$.

Werkblei.

	Alt.	Neu.
Blei	98.890	98.8378 —98.9648
Kupfer	0.067	0.1862 — 0.2838
Antimon	0.010	0.5743 — 0.7685
Arsen	—	0.0009 — 0.0074
Wismuth . . .	0.001	0.0039 — 0.0082
Eisen	0.003	0.0035 — 0.0089
Zink	0.003	0.0025 — 0.0028
Nickel	0.002	0.0023 — 0.0028
Kobalt	—	0.00016— 0.00035
Cadmium . . .	—	0 — Spur.

Durch den Zuschlag von Unterharzer Schlacken statt Eisens sind die Werkbleie reicher an Kupfer, Wismuth, Nickel, Kobalt und Antimon geworden, welche Stoffe aber durch vollkommnere Raffinationsprocesse und Anwendung von Zink zur Entsilberung sich grossentheils bis auf Minima beseitigen lassen.

Tarnowitz. Die frühere Niederschlagsarbeit[3]) bei getrenntem Schlieg- und Knörperschmelzen ist vortheilhaft durch den combinirten Kärnthner und englischen Flammofenprocess (S. 18) ersetzt. Gewinn von $4^2/_8$ Thlr. auf 100 Kil. Erz beim Flammofen gegen Schachtofen. Tarnowitz.

Victor-Friedrichshütte[4]) am Harze. Verschmelzen von eisenspäthigen, blendigen und kupferhaltigen Bleiglanzen in 5.1 M. hohen, unten 1.05 M. weiten, oben 0.6 M. weiten und 0.81 M. tiefen Sumpföfen mit gusseiserner Vorwand bis zu 3.1 M. Höhe bei 0.02—0.026 M. Windpressung und zwar getrennt Knörper und Setzgraupen mit 20 Proc. geröstetem Bleistein, 80—90 Proc. Erzschlacken, 20 Proc. Ofenbruch und Abraumschlacke und bis 5 Proc. Brucheisen; Schliege mit 90—100 Proc. Steinschlacken, 15—20 Proc. gerösteten Abraumschlacken und 2.5—5 Proc. Eisen; Durchsetzen von 5000 Kil. Knörpern in 24—26 St., von Schlieg in 30—32 St.; Ausbringen 1100—1200 Kil. Werkblei, 1500—1700 Kil. Bleistein und 700—800 Kil. Schlacken; Rösten des Steins in Haufen mit kiesigen Schliegen und Hüttenrauch, Verschmelzen mit 20 Proc. strengflüssigen Bleierzen, wiederholtes Rösten und Schmelzen mit Bleierzen bis zum Fall eines Kupfersteines mit 10 bis 15 Proc. Kupfer, welcher concentrirt, durch bleiische Zuschläge entsilbert, dann Victor-Friedrichshütte.

---

1) Analysen von Schlieg- u. Steinschlacken in Kerl, Met. 1, 845. Rammelsberg's Met. S. 235, 237. Oest. Ztschr. 1871, S. 403. 2) Kerl, Met. 1, 751. Rammelsberg c. l. S. 232. 3) Kerl, Met. 2, 149, 261. B. u. h. Ztg. 1864, S. 293, 352; 1866, S. 26. Preuss. Ztschr. 15, 139. 4) Kerl, Met. 2, 148. Percy-Rammelsberg, Bleih. S. 271. Ztschr. d. Ver. deutsch. Ing. 1865, S. 392, 395. Speiseanalyse in Rammelsb., Met. S. 239.

durch Rösten und Auslaugen auf gemischten Vitriol mit 10—12 Proc. Kupfer verarbeitet wird.

Pribram. Pribram.[1]) Bleiglanz[2]) mit eingesprengten Silbererzen und viel Zinkblende, welche eine vorsichtige Aufbereitung verlangen und den Schmelzprocess sehr erschweren, mit variabeln Mengen Quarz und Grauwacke, wenig Kalk- und Schwerspath.

a) Reiche Bleierze mit über 70 Proc. Blei und von 0.550 Münzpfund à 500 Grm. Silber an, welche versuchsweise im nordamerikanischen Bleiherd verhüttet worden (S. 28), mit 89—90 Bleiglanz, 3—3.5 Blende, 1.5—1.8 Schwefelantimon, 0.55—0.59 Schwefelsilber, 1.5—2.0 oxydirtem und geschwefeltem Eisen und 3.1—3.3 Quarz sind das Material für die Niederschlagsarbeit. Zweiförmige trapezförmige Hohöfen[3]) von Vogl'scher Construction (S. 31) von 7.9 M. Höhe, unten 1.264 M. Tiefe, 1.264 M. Breite hinten, 0.632 M. Breite vorn, oben 0.579 M. Tiefe und 0.474 M. Breite. Frühere Beschickung: 1000 Kil. Erz, 180 Kil. Roheisen, 34.87—45.52 Laufkarren à 0.063 Cbm. Eisenfrischschlacken, bleiischer Herd und Bleischlacken; jetzige Beschickung[4]) mit weniger Roheisen (16.87 Proc.) und weniger Eisenfrischschlacken (16.3 Laufkarren) durch Zuschlag von geröstetem Bleistein, Bleischlacken, Kalk und basischen Producten vom Abtreiben, grösseres Aus- und Aufbringen wegen weniger Schlackenfall und silberärmerer Schlacken bei geringerem Materialverbrauch. Cokes statt Holzkohlen geben ein grösseres Auf- und Ausbringen, aber grössere Metallverflüchtigung. Blei- und Silberverlust in 1866 resp. 37.16 und 10.95 Proc., in 1869 nur 24.78 und 2.64 Proc. Statt der trapezförmigen Oefen einzuführende Pilz'sche Oefen mit 7 Formen versprechen angestellten Versuchen zufolge einen bedeutenden Gewinn durch Ersparung an Brennmaterial, grösseres Durchsetzquantum, grösseres Ausbringen wegen ärmerer Schlacken und Steine, welche in Kilns und Wellner'schen Stadeln geröstet werden sollen.

b) Arme blendige Erze mit 38—42 Proc. Blei kommen zur Röstreductionsarbeit.

c) Silberhaltige eisenspäthige Zinkblende mit 16—20 Proc. Zink und eben so viel Eisen, nach vorherigem Rösten nur unvollkommen durch Aufbereitung zu scheiden (S. 46), wird geröstet, durch Reduction mit Kohle auf Zinkweiss benutzt und der Rückstand von silberhaltigem Eisenoxyd in die Röstreductionsarbeit gegeben. Ein geringer Nickel-, Kobalt- und Kupfergehalt[5]) der Erze kann sich in den Handelsproducten (Blei, Glätte) und Abgängen (Schlacke, Eisensauen u. s. w.) verlieren.

Marien- und Münsterthaler Hütte. Sala[6]), Russberg im Banat[7]), Marienhütte[8]) im Kinzigthale, Münsterthaler Bleihütte[9]) führen noch Niederschlagsarbeit aus, während dieselbe auf Emser Hütte[10]) verlassen und die Joachimsthaler Silberhütte[11]) ganz aufgelassig geworden ist.

2. Kapitel. **Röstreductionsarbeit.**

Wesen des Processes. **22. Allgemeines.** Bei diesem Processe sollen Schwefelmetalle durch Röstung in Oxyde übergeführt, dann einem reducirend-solvirenden Schmelzen bei einer gewissen nicht zu hohen Temperatur unterworfen werden, wobei sich das Bleioxyd reducirt, während weniger leicht reducirbare fremde Metalloxyde (Eisenoxyd, Zinkoxyd u. s. w.) neben erdigen Bestandtheilen verschlackt werden.

Man unterwirft diesem Processe

Anwendbarkeit. a) an fremden Schwefel-, Antimon- oder Arsenmetallen so reiche Erze, dass sich dieselben weder zur Flammofenarbeit

---

1) Kerl, Met. 2, 153. 2) Erzanalysen: Leoben. Jahrb. 1864, Bd. 13, S. 25. 3) Rittinger's Erfahr. 1863, S. 37. Kerl, Met. 2, 189, Taf. 3, Fig. 63. 4) B. u. h. Ztg. 1870, S. 414. Oest. Ztschr. 1867, No. 81. 5) B. u. h. Ztg. 1864, S. 315; 1867, S. 419. 6) Kerl, Met. 2, 161. Percy-Rammelsberg, Bleih. S. 197. 7) Kerl, Met. 2, 162. 8) B. u. h. Ztg. 1860, S. 421. Kerl, Met. 2, 159. 9) B. u. h. Ztg. 1861, S. 176. Kerl, Met. 2, 159. 10) Kerl, Met. 2, 160. 11) Kerl, Met. 2, 156.

(S. 6), noch zur Niederschlagsarbeit (S. 44) wegen zu grossen Eisenconsums und Erzeugung unreiner Bleie und grosser Steinmengen eignen (Unterharz, Freiberg, Pribram, Müsen, Fahlun, Bottino, Ungarn, Holzappel, Ems, Stolberg u. s. w.);

b) reine, an fremden Schwefelmetallen ärmere oder davon freie Erze, welche wegen eines grösseren Erden- namentlich Kieselsäuregehaltes den Flammofenprocess ausschliessen (S. 6), sich aber für die Niederschlagsarbeit eignen würden, wenn nicht besondere Erzbeschaffenheit (Mangel an Kupfer und grösserer Silbergehalt), sowie Lokalverhältnisse, namentlich Materialpreise (billiges Brennmaterial zum Rösten, theures Zuschlagseisen) diesem Processe das Wort redeten (Eifelhütten).

Einfluss eines Kupfer- und Silbergehaltes.

Ein Kupfergehalt tritt, wenn man durch schwächeres Rösten auf eine Steinbildung hinwirkt, zum grössten Theil in den Stein, theilweise jedoch und zwar mehr als bei der Niederschlagsarbeit in Schlacke und Werkblei, aus welchem letzteren derselbe bei der Entsilberung durch Zink abgeschieden wird. Ein Zinkblendegehalt, welcher grossentheils in die Schlacke geht, führt auch mehr Kupfer und Silber in dieselbe.

Nach Mrázek[1]) tritt z. B. der in den Pribramer zinkischen Bleigeschicken befindliche Kupfergehalt beim Verschmelzen der gerösteten Erze grösstentheils in die Schlacke (0.25 Proc.), ein Theil in Werkblei (0.085—0.164 Proc.), Bleistein (0.5—0.9 Proc.) und Krätzspeise (1.5 Proc.), bei deren weiterer Verarbeitung derselbe gleichfalls in den Schlacken, den Handelsbleien, den Glätten (bis 0.1 Proc.) und dem Abstrich (bis 0.86 Proc.) verloren geht.

Für silberhaltige kupferfreie Erze giebt die Röstreductionsarbeit, indem man durch eine möglichst vollständige Röstung einen Steinfall zu vermeiden sucht, geringere Silber- und Bleiverluste, als die mit Entstehung silberreicher Steine verbundene Niederschlagsarbeit. Kommt aber neben dem Silber Kupfer in den Erzen vor, welches in einem Stein concentrirt und daraus gewonnen werden muss, so kann, wenn der Kupferextractionsprocess die gleichzeitige Gewinnung des Silbers im Stein zulässt, die Niederschlagsarbeit wegen Erzielung silberärmerer Schlacken Vorzüge haben (Oberharz, S. 45).

Verminderung der Steinbildung.

Da beim Rösten von reinen oder mit anderen Schwefelmetallen vermengten Bleiglanzen stets neben Oxyden Sulfate entstehen (Bd. 1, S. 12) und diese zum Theil auch bei sehr hohen Temperaturen gar nicht oder nicht vollständig in Oxyde übergeführt werden (z. B. Blei- und Zinksulfat), so geben diese Sulfate beim reducirend-solvirenden Schmelzen zur Steinbildung Veranlassung, welche bei kupferfreien und silberhaltigen Erzen, wie bemerkt, unerwünscht sein kann. In solchem Falle sucht man die Sulfate in der letzten Periode der Röstung bei gesteigerter Temperatur und Zuschlag von Quarz oder quarzigen Erzen (wenn ersterer nicht schon in den Erzen genügend vorhanden ist, z. B. in Commern) unter Austreibung der Schwefelsäure in Silicate zu verwandeln (Schlackenröstung), aus denen dann beim Schmelzen das Bleioxyd durch eisenoxydulhaltige Zuschläge ausgeschieden wird (Commern, Stolberg u. s. w.).

Zuweilen werden auch Schliege in Flammöfen zum Fritten

1) B. u. h. Ztg. 1864, S. 315.

gebracht, um die für das Schmelzen im Schachtofen geeignetere Stückform zu erhalten.

Schwefelmetalle in den Schlacken.

Geringe Mengen Stein scheiden sich zwischen Werkblei und Schlacke nicht ab, sondern gehen in die letztere, ohne sich darin selbst mit bewaffnetem Auge entdecken zu lassen (Pribram, Commern, Stolberg u. s. w.).

Nach den Untersuchungen von Mrázek[1]), welcher in den Pribramer Singulosilicatschlacken 9.5 Proc. Schwefelmetalle fand, scheinen diese weder als überall zweifelhafte Sulfosilicate[2]), noch als Oxysulfurete bei der noch hinreichend sauren Beschaffenheit der Schlacke in letzterer vorhanden zu sein, sondern in Folge nicht chemischer, sondern mechanischer Molekularwirkung, durch Adhäsion. in den Schlacken zurückgehalten zu werden, wie bei Aufnahme von Kupferoxydul in Kupfer, Löslichkeit von Speisen in Lechen, Lösung ätherischer Oele in Wasser u. A. Es scheint nach den angestellten Analysen die Auflöslichkeit des Einfachschwefeleisens durch einen Zinkblendegehalt begünstigt zu werden. mit dessen Abnahme in der Schlacke auch ersteres geringer wird. Auch wird um so weniger Schwefeleisen aufgelöst, je mehr sich dasselbe dem Halbschwefeleisen nähert, woher es kommt, dass bei Zerstörung des Einfachschwefeleisens und Anwesenheit von nur Halbschwefeleisen und Halbschwefelkupfer sich neben Schlacke Bleistein ausscheidet. Kommen Einfach- und Halbschwefelmetalle zusammen vor. so bilden letztere einen sich absondernden Stein und erstere (Zn S, Fe S, Pb S. Ag S) lösen sich, was zu Metallverlusten führt, in der Schlacke auf. Bei blendereichen Erzen schlägt man wohl rohen oder schwachgerösteten Bleistein zu, um das Zink in den Stein zu führen, sowie eine grössere Menge Schlacke ebenfalls zur Aufnahme von Zink.

Einfluss der Zinkblende.

Nach Vorstehendem wirkt ein Zinkblendegehalt, indem Schwefelzink gern in die Schlacke geht und andere Schwefelmetalle mit sich führt, schädlich, wenn derselbe nicht durch Röstung vollständig, was indes seine Schwierigkeiten hat, in Oxyd übergeführt und dieses dann verschlackt wird.

Aber auch in solchem Falle regenerirt sich stets Schwefelzink, indem durch Reduction von Zinkoxyd durch Kohle oder Eisen gebildeter Zinkdampf im Ofen aufsteigt und Schwefel aus Bleiglanz oder Sulfaten bei Gegenwart von Kohlenoxyd oder solchen aus Schwefelkohlenstoff u. s. w. (S. 47) aufnimmt, so dass ein Zinkblendegehalt unter allen Umständen störend wirkt, namentlich Silberverluste herbeiführt (Pribram). Schwefelzink wird durch oxydisches Eisen in Zinkoxyd übergeführt und zur Verschlackung disponirt; bei nicht zu basischer Schlacke hat Zinksilicat zur Reduction wenig Neigung. Eisen zerlegt sowohl Schwefelzink als Zinkoxyd. Von der Reaction eines zinkischen Steines auf eisenreiche Schlacke war bereits (S. 46) die Rede. Erze, in welchen viel Zinkblende mit den anderen Bestandtheilen so innig verwachsen ist, dass eine Aufbereitung derselben keine Scheidung zulässt, werden wohl im gerösteten Zustande durch Extraction mit Wasser auf Zinkvitriol benutzt (Unterharz) oder beim Schmelzen wird etwas Zink daraus gewonnen (Unterharzer Zinkstuhl).

Spence[3]) trennt Zinkblende von Bleiglanz mittelst Salzsäure.

Als ein Mittel den Zinkgehalt der Erze vor der Schmelzung möglichst zu beseitigen, hat man in Freiberg[4]) besonders wirksam gefunden die möglichst vollständige Abröstung der blendigen Erze im Gerstenhöfer'schen Schüttofen und dann im Fortschaufelungsofen, hierauf ein reducirendes Schmelzen des Röstgutes mit Cokespulver im Flammofen, wobei das reducirte dampfförmige und wieder oxydirte Zink als Zinkgrau gewonnen werden kann. Mit steigendem Zinkgehalt im Erze muss man beim reducirend-solvirenden Schmelzen auch die Schlackenzuschläge vermehren und die Beschickung so (durch Zuschlag von rohem oder wenig geröstetem Erz oder Stein) einrichten, dass möglichst viel Stein fällt, welcher so wie die Schlacke

1) B. u. h. Ztg. 1864, S. 315. 2) Le Play, die Walescr Kupferhüttenprocesse, deutsch von Hartmann 1851, S. 101. B. u. h. Ztg. 1865, S. 85. 3) B. u. h. Ztg. 1871, S. 248. 4) B. u. h. Ztg. 1871, S. 245.

als Auflösungsmittel für Zink dienen. Da dann aber die Schlacken häufig nicht absetzbar sind, so verschmilzt man sie nochmals mit schwefelhaltigen Substanzen (Bleistein, Kiesen u. s. w.) auf Rohstein (Freiberg).

Neuere Fortschritte.

Während die auf den meisten Hütten angewandten Röstreductionsprocesse früher bei der gewählten unvollkommenen und ungleichmässigen Röstung in Haufen und Stadeln, so wie beim Schmelzen des Röstgutes in ein- oder zweiförmigen Schachtöfen bei einem Chargirverfahren in vertikalen Säulen, also beim Nasenschmelzen, viel zu wünschen übrig liessen, so hat man neuerdings wesentlich günstigere Resultate erzielt durch vollkommnere Röstapparate (Kilns oder Flammöfen, namentlich Fortschaufelungsöfen), Controlirung der Röstung durch massanalytische Schwefelproben, Anwendung von Pilz'schen Oefen bei horizontalem Chargiren, Nutzbarmachung der schwefligen Säure bei Röstungen u. s. w. Verschiedene Beschaffenheit der Erze und lokale Verhältnisse veranlassen behuf Erreichung des ökonomisch günstigsten Resultates Modificationen des Processes.

Auswahl der Röstmethode.

23. Rösten der Bleierze. Die Auswahl des Röstverfahrens richtet sich hauptsächlich nach dem z. B. von einem Kupfer- oder Zinkblendegehalt abhängenden, zu erzielenden Grade der Röstung (vollständiger in Flamm- und Gefässöfen, als in Haufen, Stadeln und Schachtöfen), nach dem Aggregatzustand und dem Metallgehalt des Erzes (Stücke und eingebundene Schliege oder Stöckel in Haufen, Stadeln und Schachtöfen, Schliege in Flamm-, Schütt- und Gefässöfen), nach der Qualität und den Preisen des Brennmaterials u. A. Von dem Rösten der Antimon-, Arsen- und Schwefelmetalle war Bd. 1, S. 12 und 14 ausführlicher die Rede; es möge darüber das Nachstehende kurz erwähnt werden.

Röstverhalten.

Die Schwefelmetalle geben beim Rösten[1]) Oxyde und Sulfate, welche bei steigender Temperatur etwa in nachstehender Reihenfolge ihre Schwefelsäure immer schwieriger abgeben: Silber-, Eisen-, Kupfer-, Zink-, Nickel-, Kobalt-, Mangan-, Bleisulfat. Zinksulfat erfordert schon sehr starke Rothglühhitze zur Entlassung der letzten Antheile Schwefelsäure, Bleisulfat[2]) giebt die Säure erst bei Eisenschmelzhitze ab. Kommen mehrere Schwefelmetalle zusammen vor, so kann sich obige Reihenfolge ändern und neben Sauerstoff der Luft auch die freiwerdende Schwefelsäure auf noch unzersetzte Schwefelmetalle oxydirend einwirken. So geht ein Gemenge der Schwefelmetalle von Fe, Cu, Ag, Zn und Mn in dieser Reihenfolge bei allmählich steigender Temperatur in Sulfat und Oxyd über, so dass z. B. ein Gemenge aus Bleiglanz, Schwefelkies, Kupferkies und Zinkblende bei einer gewissen Temperatur und einer gewissen Röstzeit nahezu enthalten kann: Eisen-, und Kupferoxyd, Zinksulfat und Bleisulfat neben unzersetztem Bleiglanz. Aus einem solchen Röstgut lässt sich das lösliche Zinksulfat extrahiren und nutzbar machen (Unterharzer Zinkvitriolgewinnung). In dieser Weise lässt sich aus Gemischen von Schwefel- und Kupferkies nach vorsichtigem Rösten durch Wasser Kupfersulfat ausziehen (kupferhaltige Steine zu Bottino). Beim Rösten entstandene arsen- und antimonsaure Salze, sowie Zinksulfat enthaltende Producte (geröstete Skumnas) werden bei Einmengung von Kohle leichter zerlegt, als durch Hitze allein. Schwefelkiesreiche Stückerze können beim Rösten in Haufeln oder Stadeln eine Schwefelgewinnung zulassen (Unterharz Bd. 1, S. 20).

Einen Silberverlust beim Rösten veranlassen besonders Zinkblende, Antimon- und Arsenverbindungen, Schwefelantimon begünstigt wegen Leicht-

---

1) Kerl, Met. 1, 21; 2, 168. Plattner's Röstprocesse S. 86. Bode, Schwefelsäurefabrikation 1872, S. 63. 2) Bode, c. l. S. 63.

schmelzbarkeit die Bildung von Sinterknoten; Spatheisenstein geht in Eisenoxyd über; Kalk absorbirt Schwefelsäure, welche sowie solche aus Schwerspath, beim Schlackenrösten durch Kieselsäure zum Theil wieder ausgetrieben werden kann.

Ueber die Mengen schwefliger Säure, welche verschiedene Schwefelmetalle zur Erzeugung von Schwefelsäure beim Rösten zu geben vermögen, hat Bode (c. l.) interessante Daten mitgetheilt.

Röstmethoden.

Nachstehende Röstmethoden können zur Anwendung kommen:

Haufenröstung.

1) Haufenröstung für schwefelkiesreiche Stückerze oder Stöckel behuf unvollkommener Abröstung, z. B. bei einem Kupfergehalt, ist hinsichtlich der Arbeitslöhne wegen nicht erforderlicher Zerkleinerung der Erze und nicht Erfordernisses eines besonderen Apparates billig, gestattet aber nur eine sehr unvollkommene Ausnutzung eines meist guten Brennstoffs (Scheitholz) und der Erfolg ist von Witterungsverhältnissen abhängig; bei intermittirendem Betriebe und langer, auf die Capitalverzinsung ungünstig wirkender Röstzeit erfolgt ein sehr ungleichmässiges Product, was wieder auf den Schmelzgang störend influirt. Schwefelärmere Erze und Producte (z. B. Steine) erfordern eine Bedachung (Rösthäuser) oder bedürfen einer Einlagerung von Brennmaterial, statt nur einer Unterlage davon (Müsen, Rothenbach). Wegen dieser Schattenseite ist das Haufenrösten neuerdings häufig durch Kilns und Flammöfen verdrängt und überall nur für an Schwefel- und Kupferkies reichere Stückbleiglanze in Anwendung.

Beispiele.

Unterharz.

Unterharz.[1]) Rösten der 4—10 Proc. Blei enthaltenden sehr unreinen Rammelsberger Bleierze (Grau- und Braunerze) und kupferhaltigen melirten Erze in quadratischen Haufen (Fig. 42. 43 [s. f. S.]) von 9.73 M. unterer und 3.24 M. oberer Seitenlänge bei 2.31 M. Höhe. Inhalt 142698 Kil. und 22—25 Cbm. Holz. Röstdauer 18—24 Wochen, dann nochmalige zweite und dritte Röstung in Haufen unter Bedachung. Auslaugung des einmal gerösteten Erzes und des Erzkleins von der dritten Röstung behuf Darstellung von Zinkvitriol.[2]) Wellnersche Röststadeln (Fig. 45) ersparten zwar Holz, gaben aber viel gesintertes Röstgut. Neuerdings Rösten der Melirterze und theilweise der Bleierze in Kilns[3]), wobei unter Nutzbarmachung der schwefligen Säure für die Schwefelsäurebereitung aber nur $^1/_5$ des Zinkvitriols vom früheren Verfahren erfolgt und reichere Schlacken entstehen würden, wenn man nicht die gerösteten Erze nach zweimaliger Berieselung mit 10 Proc. verdünnter Schwefelsäure einem Durchkneten aussetzte und demnächst 17—20 Proc. Zinkvitriol auslaugte.

Müsen.

Müsen. Aelteres Verfahren.[4]) Rösten von 50—60000 Kil. Bleierzen in 0.941—1.569 M. hohen Haufen von 5.020—5.648 M. unterer Breite, Holzunterlage und Holzkohleneinlage. Röstdauer 4—6 Wochen. Neuerdings[5]) Rösten im Flammofen mit folgenden Vortheilen: $^{19}/_{20}$ Ersparung an Röstzeit, gleichmässigere und vollkommnere Röstung, Beseitigung der Röstdämpfe, Vereinfachung des Schmelzbetriebes.

Stadelröstung.

2) Stadelröstung (Bd. 1, S. 144) gestattet im Vergleich zu freien Haufen vollständigere Röstung und bessere Ausnutzung des Brennmaterials, aber beide immer noch unvollkommen genug bei theureren Arbeitslöhnen. Die Stadeln mit horizontaler Sohle (Fig. 44 [s. f. S.]) erfordern besseres Brennmaterial (Scheitholz), als die mit geneigter Sohle und Flammenfeuer (Freiberger oder Wellnersche Stadeln, (Bd. 1, S. 146 und Fig. 45 [s. S. 60]); es

---

1) Bd. 1, S. 143. Kerl, Unterharzer Röstprocesse 1860, S. 20. Plattner's Röstprocesse S. 44, 369. 2) Kerl, Rammelsberger Hüttenprocesse S. 175. Muspratt-Kerl's techn. Chem. 5, 1450. B. u. h. Ztg. 1854, S. 283. 3) B. u. h. Ztg. 1871, S. 264. Preuss. Ztschr. 19, 156. 4) Kerl, Met. 2, 210. 5) B. u. h. Ztg. 1863, S. 91. Kerl, Met. 2, 456.

tritt aber in den Flammenzügen leicht eine Sinterung ein. Nach dem Abrösten auf der einen schrägen Fläche wird das Röstgut behuf

Fig. 42.

Fig. 43.

a Holzunterlage. b Zugschacht. c Stufenrost. d Bergkern. e Waschkern. f Grüpel. g Erzklein, darauf Schlegdecke mit 25 Schwefellöchern. h Zündcanal.

weiterer Abröstung auf die andere geneigte Sohle gebracht und nochmals befeuert. Zur Abführung der Röstgase und Dämpfe kann ein

Fig. 44.

a Röstholzlage ohne das Deckholz in c. b offenes Feld. c geschlossenes Feld. d und f leere Felder.

in der Mitte der Stadel durchbrochener Schacht[1]) dienen (Fig. 46 [s. f. S.]).

1) Plattner's Röstpr. S. 336.

Beispiele. Fahlun.

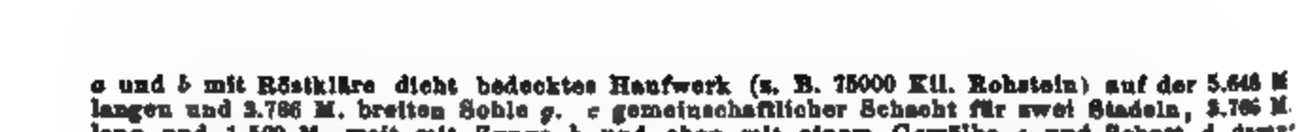
Fahlun.[1]) Rösten eines mit Zinkblende, Kupferkies und viel Schwefelkies gemengten Bleiglanzes mit 6—10 Proc. Blei in 4.157—5.344 M. langen, 2.969 bis

Fig. 45.

a horizontale Fläche, durch b zugängig. c Feuerungen, aus denen die Flamme durch Canäle zieht, welche aus Erzstücken auf der schrägen Fläche d errichtet sind. e Schlackenunterlage.

3.568 M. breiten und 1.188—1.781 M. hohen Stadeln bei 0.297 M. starker Holzunterlage und eingemengten Kohlen zur Zerlegung des Zinksulfates. 78090 Kil. Erz erfordern 8.5 Cbm. Holz bei 3—4wöchentlicher Röstdauer.

Fig. 46.



a und b mit Röstklärе dicht bedecktes Haufwerk (z. B. 75000 Kil. Rohstein) auf der 5.648 M. langen und 3.786 M. breiten Sohle g. c gemeinschaftlicher Schacht für zwei Stadeln, 3.765 M. lang und 1.569 M. weit mit Zunge h und oben mit einem Gewölbe e und Schutt d darüber geschlossen. f zur Esse führender Canal 2.51 M. hoch und 6.904 M. tief. m Bogen. n Quarz, als Contactsubstanz wirkend.

Rhonehütten.

Rhonehütten.[2]) Stadeln von 2.5 M. Länge, 2 M. Breite und 2.1 M. Höhe für 14—15000 Kil. Erz mit 40—50 Proc. Blei, mit Zwischenlagen von 1500 Kil. Holz.

Müsen.

Müsen.[3]) Röstung der mit den Bleierzen zu verschmelzenden Fahlerze in 4.079—5.335 M. langen, 2.51 M. breiten und 1.726 M. hohen Stadeln mit Zwischenlagen von Holzkohlen. 20000—25000 Kil. Erz in 2—4 Wochen geröstet mit 0.601 Cbm. Holz und 1.1 Cbm. Kohlen pro 5000 Kil. Neuerdings Anwendung von Flammöfen.

Freiberg.

Freiberger Stadeln dienen häufig zum Rösten der Bleisteine (Freiberg. Pribram).

Pribram.

Pribram.[4]) Frühere Röstung in Stadeln.

Schachtofenröstung.

3) Schachtofenröstung (Bd. 1, S. 151). Dieselbe kommt in Anwendung:

---

1) B. u. h. Ztg. 1855, S. 37; 1861, S. 195. Kerl, Met. 2, 184. 2) Kerl, Met. 2, 212. 3) Kerl, Met. 2, 210. 4) Oestr. Ztschr. 1856, S. 324; 1857, S. 256.

a) für Erz- und Steinbruchstücke oder zu Stöckeln geformte Schliege, welche wegen geringen Bleigehaltes zum Sintern wenig geneigt sind und einer vollständigen Abröstung nicht bedürfen. Trotz höherer Arbeitslöhne gewähren dann Schachtöfen grosse Vortheile durch Ersparung an Brennmaterial und Nutzbarmachung der auf die Umgebung schädlich wirkenden schwefligen Säure zur Schwefelsäurebereitung (Freiberg, Oberharz, Unterharz), welche letztere jedoch meist nur bei Bleisteinen allein unter besonders günstigen Lokal- z. B. Transportverhältnissen ökonomisch vortheilhaft ist. Bei einem Arsengehalt der Erze werden die Röstgase, bevor sie in die Bleikammern gelangen, durch Kühlvorrichtungen (erst Canäle aus getheerten Ziegeln, dann Bleikammern) geleitet (Freiberg). Bedarfs bei schwefelarmen Erzen einer Einmengung von Brennmaterial oder einer solchen zur Zersetzung von Sulfaten (Zinksulfat), so wird die schweflige Säure für die Schwefelsäurebereitung weniger nutzbar. Schwefelreiche, leichter sinternde Erze röstet man am besten in nach oben sich erweiternden Oefen, während schwefelärmere Erze mehr prismatische oder nach oben zusammengezogene Schächte von grösseren Querschnitten erfordern. Roste in der Ofensohle erleichtern eine gleichmässige Luftzuführung. Die Ofenwände werden zunächst durch Feuern im Ofen glühend gemacht, hierauf Erze eingetragen, deren sich oxydirender Schwefel dann die Rösttemperatur unterhält. Bruchstückröstung.

Unterharz. Rösten von melirten Erzen (Kupfer- und Bleierzen mit viel fremden Schwefelmetallen) in Kilns (Fig. 47) von 1.99 M. Höhe, 1.26 M. Seite oben und 0.63 M. Seite unten (Bd. 1, S. 153) Zum Rösten der eigentlichen Bleierze (S. 58) und Steine dienen oblonge Kilns von 3.14 M. Höhe, 3.14 M. Breite und 1.57 M. Tiefe. Es liefern 100 Kupfererz 94, Melirerz 60, Bleierz 42 Proc. Beispiele. Unterharz.

Fig. 47.

a Ofenschacht. *a* Chargiröffnungen. *b* und *c* Ausziehöffnungen. *d*, *e* und *g* Räumlöcher. *h* und *i* Gasabzüge. *l* Canal.

Schwefelsäure von 50° B.; etwa 12 Proc. Schwefel bleiben in den Rückständen. Blendehaltige Bleierze gaben weniger Zinkvitriol, als beim Rösten in freien Haufen, weshalb durch Besprengen des Röstgutes aus den Kilns mit Schwefelsäure (S. 58). und Durchkneten die Zinkvitriolbildung befördert werden muss. [1])

Oberharz. Röstung der Bleisteine in Kilns, nachdem deren Bleigehalt beim Raschetteofenbetrieb von 30 bis auf 8—10 Proc. herabgegangen (S. 51).

Freiberg. Freiberg.[2]) Rösten von bleiarmen Stuffkiesen mit nicht über 15 Proc. Zink und nicht über 1 Proc. Kupfer in Kilns von 2.831 M. Höhe, 1.982 M. Breite und 1.416 M. Tiefe, und von Bleisteinen in solchen von gleicher Höhe und Tiefe und 2.831 M. Breite; Charge für die grösseren Oefen 800—1000 Kil., für die kleineren 300—600 Kil., Durchsetzquantum in 24 St. 1000—2000 Kil.; Schwefelrückhalt 8 Proc. — Nachrösten eines Theils der in Kilns gerösteten Producte in Wellnerschen Stadeln (S. 60). — Stöckelröstung für kiesige Schliege zur Halsbrückener Hütte bei Freiberg, Anbatzen der ersteren mit 5 Proc. Thon unter Zusatz von Eisenvitriolmutterlaugen und Schwefelsäure, Trocknen der Bälle und Abrösten in Kilns auf 7—8 Proc. Schwefel. Abrösten solcher Schliege zur Muldner Hütte in Gerstenhöfer'schen Oefen.

Bouc. Bouc.[3]) Abwechselndes Schichten der Bleierze mit Brennmaterial ohne Nutzbarmachung der schwefligen Säure.

Bottino. Bottino in Toscana.[4]) Rösten einer Charge von 6000 Kil. Bleiglanz mit 27 Proc. Blei in Schachtöfen mit Zwischenlagen von Holz und Holzkohlen (die entweichende schweflige Säure soll die Cholera abhalten) während 15—20 Tagen; Bleisteine werden nach der Röstung im Ofen selbst ausgelaugt behuf Präcipitation des Kupfers aus der erhaltenen Lauge durch Eisen.

Schliegröstung. b) Für Schliege (Bd. 1, S. 153). Während man in den gewöhnlichen Schachtöfen nur Erze in Bruchstückform oder zu Stöckeln angebatzte Schliege zu rösten vermag, weil sich die Schliege darin zu fest aufeinanderlegen und den aufsteigenden heissen Gasen den Weg versperren, so hat man neuerdings auch auf das Princip der Staubstrommethode (Bd. 1, S. 153) basirte Oefen zur Röstung von Schliegen construirt, die ursprünglich nur für nicht leicht sinternde bleifreie oder bleiarme Producte bestimmt (Gerstenhöfer's Schüttofen), auch auf bleireichere Geschicke passend angewendet sind (Gerstenhöfer's und Stetefeldt's Ofen).

Die Oefen von Hasenclever[5]) und von Olivier und Perret[6]), welche letzteren die gleichzeitige Abröstung von Stückerzen und Schliegen gestatten, sind bislang für bleihaltige Erze nicht zur Anwendung gekommen.

Gerstenhöfer's Ofen. α) Gerstenhöfer's Schüttofen[7]) für bleiarme, zur Sinterung wenig geneigte Erze (Fig. 72—77). Zur Sinterung geneigte Erze mit grösserem Bleigehalt backen auf den durch den Ofen gehenden Trägern fest und fallen im Ofen nicht gleichmässig nieder. Kiesige Erze gestatten eine vollkommnere Abröstung als blendige. Je nach den sonstigen streng oder schwerschmelzig machenden Beimengungen kann der Bleigehalt 16—17 Proc. betragen. Zur Schwefelsäurefabrikation sind die erforderlichen Röstgase nicht tauglich wegen zu grosser Armuth an schwefliger Säure. Bleireichere Geschicke erfordern mehr Arbeitskräfte bei geringerem Durchsetzquantum und doch unvollständiger Röstung.

Beispiel. Freiberg. In Freiberg werden zur Muldener Hütte die kiesigen Schliege (60 Schwefelkies, 18 Bleiglanz und 22 Gangarten mit 30—33 Proc. Schwefel und nicht bis 15 Proc. Zink) bis auf 7—10 Proc. Schwefel in Schüttöfen abgeröstet und nach

1) B. u. h. Ztg. 1872, S. 97. 2) B. u. h. Ztg. 1871, S. 244. 3) Bulletin de la soc. de l'industrie minéraie 2, 411. 4) B. u. h. Ztg. 1868, S. 205. 5) B. u. h. Ztg. 1871, No. 21. Bode, Schwefelsäurefabrikation 1872, S. 113. 6) Bode c. l. S. 111. 7) Bode c. l. S. 34, 60, 63, 70.

dieser Vorröstung mit Bleierzen im Flammofen zum Fritten gebracht. Man röstet in 24 St 1200 Kil. rohes Erz mit 25—30 Proc Blei, welches zur Milderung der Oxydation mit der gleichen Menge schon gerösteten Erzes versetzt ist Während bei bleiglanzarmen Kiesen zum Betriebe von 6 Oefen à etwa 2000 Kil. Durchsetzquantum in 24 St. 2 Mann in der 12stündigen Schicht erforderlich sind, so sind bei höherem Bleigehalt 3—4 Mann nöthig. Desgleichen werden die kiesigblendigen Schliege mit 15—30 Proc Zink in Schüttöfen abgeröstet, wobei sich die gebildete arsenige Säure in den Condensationskammern absetzt und die schweflige Säure in die Schwefelsäurekammern gelangt. Der zinkreiche Rückstand mit noch etwa 13 Proc. Schwefel wird im Fortschaufelungsofen vorsichtig bis auf 1½ Proc Schwefel abgeröstet, dann gemeinschaftlich mit Muffelrückständen von der Zinkfabrikation und mit Cokespulver in dem alten Rohflammofen durch starkes Feuer zum Sintern gebracht, wobei sich Zink in reichlicher Menge verflüchtigt, welches als verkäufliches Zinkgrau in Condensationskammern aufgefangen wird, während man den an Zinksulfat reichen Flugstaub gleich hinter dem Flammofen weg nach der Auslaugung mit Wasser in den Ofen zurückgiebt. Neben dem Rückstand mit noch 10 Proc. Zink, welcher in die Bleiarbeit geht, erhält man etwas silberreiches Blei und Speise. Ein Ofen verarbeitet täglich 5 Chargen à 1500 Kil. Erz und Rückstände mit 2000 Kil. Kohlen. Entsilberung.

β) Stetefeldt's Röstofen[1]), empfohlen für bleireichere Erze (Fig. 48. 49). Stetefeldt's Ofen.

Fig. 48. Fig. 49.

A Ofenschacht von 8.8 M. Höhe, 1.569 M. Weite unten und 0.941 M. Weite oben, mit Gasfeuerungen *D*, in welchem feinvertheiltes Erz durch Fültermaschinen gleichmässig herabgesiebt wird. *B* Ausziehöffnung *C* Canal zur Aufnahme von Flugstaub mit Gasfeuerung *D* versehen *F* Oeffnungen zum Ausräumen des Flugstaubes. Von den vielen Modificationen des Ofens war Bd. 1, S 156 die Rede.

1) Bode, Schwefelsäurefabrikation 1872, S. 40, 126. B. u. h. Ztg. 1871, S. 42.

Flammofenröstung.

4) Flammofenröstung. Die Flammöfen, mit Condensationsvorrichtungen zu versehen, erfordern zwar einen höheren Aufwand an Arbeitslöhnen und an Brennmaterial, sowie eine Zerkleinerung der Erze, gestatten aber bei sehr bedeutender Ersparung an Zeit (und damit an Zinsen wegen minder langen Lagerns des Erzes), völlige Unabhängigkeit von der Witterung, Beseitigung der schädlichen Röstgase und die Erzeugung eines sehr vollkommen und gleichmässig abgerösteten Productes, indem man durch Schwefelproben von dem Grade der Abröstung jeder Zeit sich überzeugen und dadurch

Vorzüge.

Fig. 50.

Fig. 51.

die Steinbildung in der Gewalt haben kann. Je gleichmässiger das Röstgut, um so regelmässiger geht auch das Schmelzen und um so vollkommner sind Metallausbringen und Brennstoffausnutzung. Aus diesen Gründen ist man neuerdings mehrfach vom Haufen- und Stadelrösten zum Flammofenrösten übergegangen. Durch Vermengung der Verbrennungsproducte mit den flüchtigen Röstproducten werden diese für die Schwefelsäurefabrikation unnutzbar.

Röstöfen.

Als Röstöfen sind zur Anwendung gekommen:

Krählöfen.

a) Discontinuirliche Oefen (Krählöfen), in welche jedesmal nur eine Charge eingesetzt und fertig geröstet wird, dann nach

deren Ausziehen eine neue zum Einsatz kommt. Die Arbeiten in solchen Oefen bestehen im Chargiren, Ausbreiten des Röstgutes, Durchkrählen, Wenden, Zerklopfen von Sinterknoten, Translociren und Ausziehen. Die Oefen erhalten je nach den Productionsverhältnissen kleinere und grössere Dimensionen, und zwar:

α) Ungarische oder Cramer'sche Röstöfen (Fig. 50. 51 [s. vorige S.]) für kleinere Chargen. *a* Rost, 1.778 M. lang und 0.392 M. breit. *b* Schürloch. *c* Aschenfall. *d* Feuerraumgewölbe. *e* Feuerbrücke. *f* Herd, 3.188 M. lang und 2.249 M. breit. *g* Fuchs. *k* Esse. *l* Arbeitsöffnung. *m* Chargircanal. *n* und *o* Feuchtigkeitscanäle. *i* Schlackenschicht, mit Flugstaubkammern darüber. Ungarischer Ofen.

Freiberg.[1]) Früher Rösten von 350 Kil. Bleierzbeschickung in 6 St. mit 85 Kil. Steinkohlen. Beispiele. Freiberg.

Zsarnowitz[2]) in Ungarn. Staubrösten von 616—672 Kil. während 8 St. in einem Ofen mit 4.74 M. langem und 1.58 M. breitem Herd. 3 Proc. Röstverlust. 1 02 Cbm. Holz auf 1000 Kil. Erz. Zsarnowitz.

Fig. 53.

Fig. 53.

β) Englischer Flammofen mit Gasfeuerung für grössere Chargen. Englischer Flammofen.

Freiberg.[3]) (Fig 52. 53.) *a* Rost im Gasgenerator *b*, 1.046 M. lang und 1.255 M. breit. *c* Chargiröffnung für den Generator. *d* Räumöffnungen *e* zwei Canäle auf jeder Seite des Generators, durch welche Luft zieht, sich erwärmt, sich aus den beiden Canälen *e* in einem Canal *f* vereinigt, in den horizontalen Canal *g* tritt und über die Feuerbrücke *i* strömt, während die brennbaren Gase durch einen Schlitz *h* darunter hervortreten und sich mit der Luft mischen. *k* Röstherd aus feuerfesten Thonplatten, 5.021 M. lang und 4.079 M. breit. *l* vermauerte Thür, zum Fuchs führend. *m* Arbeitsthüren, 0.34 M. breit und 0.235 M Beispiele. Freiberg.

1) Plattner's Röstprocesse S. 15. Kerl, Met. 2, 194. 2) Oest. Ztschr. 1857, S. 161 (mit Zeichn.); 1871, S. 37. Kerl, Met. 2, 207. 3) Plattner, Röstprocesse S. 28. Kerl, Met. 2, 194. B. u. h. Ztg. 1849, S. 183; 1865, S. 410.

hoch, mit Vorsetzblech zu schliessen. *o* Herdgewölbe, in der Mitte 0.523 M., an den Seiten in 0.314 M. Abstand vom Herde. *p* Chargiröffnungen im Trockenherd *q*. *r* Luftzuführungscanäle. *s* Oeffnungen zum Ausziehen des Röstgutes in in dem Gewölbe *t* aufgestellte Hunde. *u* Fuchs. *x* Essen über den Arbeitsöffnungen.

Früher röstete man in solchen Oefen 1000 Kil. Erz in 8 Stunden mit 175 Kil. Steinkohlen und 150 Kil. Cindern; in grösseren Oefen mit directer Feuerung 1250 Kil. in derselben Zeit.

Pribram. Pribram.[1]) Röstung von 1120 Kil. in kleineren Oefen, als in Freiberg. mit directer Feuerung, indem Gasfeuerung eine schwierigere Regulirung der Temperatur, häufigere Reparaturen und öfteres Rosträumen erforderte. 1000 Kil. Erz erfordern 458.2 Kil. Steinkohlen und 0.451 Cbm. Lösche.

Rhonehütten. Rhonehütten.[2]) Einfache Oefen mit 3.8 M. langem und 2.5 M. breitem Herd mit 1 Feuerung; grössere Herde von 5 M. Länge und 3 M. Breite; Röstung von 4500—6000 Kil. in 24 St. mit 10—12 Proc. Steinkohlen.

Doppelröstöfen. *γ*) Doppelröstöfen (Hasenclever'sche Doppelröstöfen, combinirte Flamm- und Muffelöfen). Das Gewölbe eines gewöhnlichen Flammofens bildet den Boden einer Muffel, welche von der dem unteren Herd entströmenden Flamme in Zügen umspielt und dadurch erhitzt wird. Das Erz wird zuerst in die Muffel gebracht, um die beim Abrösten desselben entwickelte schweflige Säure, unvermengt mit den Feuergasen, zur Schwefelsäurebereitung nutzbar zu machen. Dann gelangt das Röstgut behuf vollständiger Abröstung bei höherer Temperatur auf den unteren Herd, wird hier direct von der Flamme getroffen und die von Feuergasen verunreinigte schweflige Säure in eine hohe Esse geleitet. Vor Einführung der Fortschaufelungsöfen häufig in Anwendung befindliche Oefen.

Beispiele. Freiberg. Freiberg.[3]) Rösten von 500 Kil. Erz auf dem oberen Herd bei dunkler Rothgluth während 4 Stunden, dann noch 4 Stunden auf dem unteren bei bis zum Fritten gesteigerter Temperatur mit 216 Kil. Steinkohlen; Schwefelgehalt des Röstgutes $4^1/_2$ Proc.

Pribram. Pribram.[4]) Rösten von 728—840 Kil. Erz bei 53 Mm. hoher Lage während 4 Stunden im oberen und gleiche Zeit im unteren Herd.

Fortschaufelungsöfen. b) Continuirliche oder Fortschaufelungsöfen.[5]) Dieselben gestatten den meist davon verdrängten discontinuirlichen Krählöfen gegenüber eine bessere Ausnutzung der Hitze, geringeren Bedarf an Röstmannschaft und eine vollständigere Röstung.

Vortheile.

In Freiberg z. B. sparte man 30 Proc. an Brennmaterial und 60 Proc. an Röstmannschaft.

Arbeitsverfahren. Die Arbeit wird in der Weise ausgeführt, dass man die getrocknete Erzschliegpost von oben oder seitlich auf den hintersten kühlsten Theil des Herdes bringt, hier ausbreitet, eine Zeit lang röstet, dann weiter fortschaufelt, die dadurch frei gewordene Stelle durch eine neue Erzpost ersetzt und so das Erz durch Vorwärtsschaufeln in gewissen Zeiträumen der Wärmequelle immer näher bringt, bis dasselbe vor der Feuerbrücke in die höchste Temperatur gelangt und bis zu einem gewissen Schwefelgehalt abgeröstet ist, wovon man sich durch eine massanalytische Schwefelprobe[6]) überzeugt. Die

---

1) Oest. Ztschr. 1857, S. 275 (mit Zeichn.); 1857, Beilage zu Nr. 35 (Flugstaubkammern). Kerl, Met. 2, 187. 2) Kerl, Met. 2, 222. 3) Kerl, Met. 2, 195 (mit Zeichn.). B. u. h. Ztg. 1865, S. 410. 4) Kerl, Met. 2, 188 (mit Zeichn.). 5) Oest. Ztschr. 1867, S. 189. 6) Plattner-Richter's Hüttenkunde 2, 95. Oest. Ztschr. 1862, S. 306; 1871, No. 21. B. u. h. Ztg. 1863, S. 6; 1870, S. 231, 447.

Temperatur wird so regulirt, dass das Erz je nach dem vorliegenden Zwecke pulverig bleibt, sintert oder völlig verschlackt wird.

Beim Schlackenrösten erhält der Herd vor der Feuerbrücke einen Sumpf, vor welchem man das mehr oder weniger gesinterte Erz zu einer dreiseitigen Pyramide aufschaufelt und diese in den Sumpf hinabschmilzt. Dabei darf die Masse nicht zu dünnflüssig werden, weil sonst leicht metallisches Blei entsteht, die Bleiverflüchtigung grösser wird und das Röstgut leicht zum Ofen herausfliesst. Der Verschlackungsraum ist nach der mit einer Thür verschlossenen Ausflussöffnung etwas (etwa 105 Mm.) geneigt. Nach dem Oeffnen der innen mit Kalk und Asche verstrichenen Thür lässt man die Masse, wenn sie die hinreichende Consistenz, keine aufsteigende Blasen mehr und eine gleichmässige Verschlackung zeigt, entweder in ein aus Eisenschienen gebildetes Bett auf der Hüttensohle ab (Call) oder in auf Rädern ruhende gusseiserne Formen von etwa 940 Mm. Länge, 470 Mm. Breite und 105 oder mehr Mm. Höhe fliessen, deren eiserne Umfassungswände nach dem Erkalten der Masse weggenommen werden, was das Abladen erleichtert. Die erkaltete Masse wird in faustgrosse Stücke zerschlagen. Oberhalb des die Ausflussöffnung nach oben schliessenden Eisenbalkens befindet sich noch eine mit empor zu ziehendem Schieber aufzumachende Oeffnung, durch welche man mittelst eines Krätzers dem Ausfliessen der Masse nachhelfen kann. Weissbleierz begünstigt das Verschlacken bei vermindertem Brennstoff- und Zeitaufwand und Ersparung von Arbeitslöhnen.

Herddimensionen.

Je nach der Beschaffenheit des Erzes und Brennmaterials, der Art der Röstung (Staub-, Sinter-, Schlackenrösten) und der in einer gewissen Zeit zu erzielenden Production variiren die Dimensionen des Herdes.

Herdlänge.

Mit der Länge des Herdes nimmt der Vortheil eines Minderbedarfes an Mannschaft ab, während derjenige der Brennstoffersparung und der vollständigeren Entschwefelung in gewissen Grenzen mit der Herdlänge zunimmt. Die nutzbare Röstherdlänge wird um so grösser, je niedriger die für das rohe Erz und je höher zugleich die für den Gaarrost zum Verschlacken erforderliche Temperatur ist. Eine Länge von 12—13.5 M. dürfte die Maximallänge sein, bei welcher im hintersten Theil des Herdes noch eine Einwirkung auf das Röstgut stattfinden kann.

An den 20 M. langen Oefen zu Loher Hütte im Siegenschen z. B. hat man die hintersten Arbeitsöffnungen zugemacht, weil vor denselben keine Reaction aufs Erz mehr stattfindet, wenn man nicht übermässig stark feuern will. In Freiberg hat man 13.3 M. Herdlänge bei einer Rostbreite von 0.59 M. für die Sinterröstung genügend befunden, wobei die hinterste Abtheilung stets dunkel geht. Um im hinteren Ofentheil eine höhere Temperatur zu erzielen und das Fortschaufeln bequemer zu bewirken, kann man bei passender Gewölbeneigung, aber öfter nur auf Kosten der Haltbarkeit des Ofens, Herdterrassen über einander legen (Pontgibaud), auch die abgehenden Feuergase unter der Herdsohle hinleiten, wobei aber bei leichtschmelzigen Erzen leicht zu früh Sinterung eintreten kann. Zur Mässigung der Hitze in dem hintern Herdtheil ist dieser zuweilen durch Zungen in mehrere Abtheilungen getheilt (Fig 56, Sclegneaux, Pontgibaud).

Ein- und doppelherdige Oefen.

Der Herd befindet sich entweder seiner ganzen Länge nach in einer Ebene (einherdige Oefen) oder man legt zwei mit einander communicirende Herdräume über einander (doppelherdige Oefen).

Erstere zieht man letzteren wegen grösserer Einfachheit, geringerer Reparaturkosten und minder beschwerlicher Arbeit meist vor, während Kohlenverbrauch und Grad der Röstung in beiden nicht wesentlich differiren. Behuf der Raumersparung, namentlich da, wo man alte Oefen in gegebenem Raume benutzen muss, baut man zweiherdige wohl ein, wenn Raum für einherdige in der Länge fehlt. Es

lässt sich dann zweckmässig vor dem Ofen auf Schienen ein Wagengestell hin und her schieben, auf welchem die Röster für die obere Etage stehen. Durch Luftzuführungscanäle hinter der Feuerbrücke lässt sich die oxydirende Röstung beschleunigen (Vialas, Holzappel). Die Befeuerung des Herdes geschieht gewöhnlich auf Planrösten, zuweilen auf Treppenrösten oder der Länge nach stark geneigten Roststäben, wo dann bei seitlich zugeführter Verbrennungsluft mehr eine Gasfeuerung entsteht.

Herdbreite. Die Breite des Herdes wird hauptsächlich bedingt durch die Grösse der Production und damit steht in Verbindung, ob die Oefen nur auf einer (Fig. 54. 55) oder auf beiden Seiten Arbeitsöffnungen (Fig. 56) haben. In letzterem Falle ist die Arbeit eine leichtere, weil auf den Arbeiter unter sonst gleichen Verhältnissen die Hälfte der fortzuschaufelnden Post kommt und man besser im Innern des Herdes sehen kann. Die Herdbreite kann, ohne dass das Arbeiten unbequem wird, bei einseitigen Arbeitsöffnungen bis 2.2 M., bei doppelseitigen Arbeitsöffnungen bis zu 3, höchstens 4.5 M. gehen. Letztere befinden sich zweckmässig in halbkreisförmigen Nischen, welche ein bequemes Vor- und Wegschieben der entsprechend gekrümmten Vorsetzthüren gestatten (Call).

Beispiele. Einherdige Oefen mit einseitigen Arbeitsthüren.

Membach. Membach (Fig. 54 55). *a* Herd, 8 M. lang, 1.75 M breit und 0 45 M. unter dem Gewölbe. *b* Feuerbrücke, 0.45 M. breit und 0 60 M. über dem Roste. *c* Rost, 0.5 M. breit *d* Canal, aus welchem erwärmte Luft zum Röstgute tritt. *f* Arbeitsöffnungen. *g* Mauerung. *h* Füchse *i* Rauchcondensationscanal zur Esse führend Tägliches Röstquantum 3000—6000 Kil. mit 500—800 Kil. Steinkohlen. Schwefelgehalt im Röstgut bis 5 Proc.

Fig. 54.

Stolberg Fig. 55.

Stolberg. Oefen von 10.8 M. Länge und 4 M. Breite, welche in 24 Stunden 3330 Kil. Erze mit 25—26 Proc. Kohle durchsetzen.

Tarnowitz. Tarnowitz.[1]) Herd 9 886 M. lang und 1 412 M. breit mit 7 Arbeitsthüren. Sintern von 6000 Kil. in 24 St.

Ems. Ems.[2]) Alte Oefen mit 5.65 M. langem und 1.88 M. breitem Herd; 3000 Kil. Röstgut in 24 St. mit 25 Proc. Steinkohlen; Ausziehen einer Post alle 6 St

Pontgibaud. Pontgibaud.[3]) 2 treppenförmig über einander gelegene Herde, oberer 2 M. lang und 1.6 M breit, Gewölbe 0.5 M. hoch; unterer 1.6 M. Qu., Röstpost 2000 Kil. nach 6 St. auf dem oberen, dann 6 St. auf dem unteren Herd geröstet,

1) Preuss. Ztschr. 19, 158. 2) Kerl, Met. 2, 231, 833. B. u. h. Ztg. 1865, S. 176.
3) B. u. h. Ztg. 1865, S. 297.

dann mit 100 Kil. Eisenfrischschlacken verschlackt bei 1250 Kil. Steinkohlen; früher Rivot'sche Doppelöfen[1]) in Anwendung.

Vialas.[2]) 2thürige Herde von 3.5 M. Länge und 2 M Breite, hinten oval mit Luftzuführungscanälen hinter der Feuerbrücke; Posten von 1000 Kil. in 16 St. bis zum Fritten geröstet. Vialas.

Escalette.[3]) Savoyer Ofen mit Herd 6 M. lang, in der Mitte 1.5 M. und dazwischen 2 M. breit; 1300 Kil. Einsatz in 8 St. mit 520 Kil. Lignit abgeröstet. Escalette.

Pise. Herd 8—12 M. lang und 2 M. breit. Pise.

Einherdige Oefen mit zweiseitigen Arbeitsöffnungen.

Fig. 56.

Sclegneaux (Fig. 56). *a* Zungen. *b* Feuerbrücke. *c* Rost. *d* Arbeitsöffnungen. *e* Füchse *f* Esse. Sclegneaux

Freiberg.[4]) Zur Halsbrückner Hütte Herdlänge 13.59 M., Breite 2.631 M., Ofen fasst 5 Chargen à 1200 Kil. Erz, von denen alle 3 Stunden ein Posten gezogen wird. Röstgut in 24 St. 9600 Kil. mit 3—6 Proc. Schwefel. Freiberg.

Braubach Herd 12.6 M. lang und 1.88 M. breit, 6000 Kil Fassungsraum. 6maliges Ausziehen in 36 St. Braubach.

Ems. Neue Oefen 7.85 M. lang und 4.08 M. breit. Rösten von 5000 Kil. in 24 St. mit 25 Proc. Steinkohlen, Ausziehen alle 6 St., 4—5 Proc. Schwefel im Röstgut. Ems.

Holzappel Herd 9.41 M. lang, 3.14 M. breit; Rösten von 6000 Kil. in 24 St. bei 18—20, durchschn. 17 Proc. Steinkohlen; Ziehen alle 6 St. bei Sinterröstung; Feuerbrücke durch Luft gekühlt, hinter derselben Luftzuführungscanäle. Holzappel.

Loher Hütte. Oefen 20 M. lang, 4.55 M breit; 18 Arbeitsöffnungen an jeder Längsseite, von denen aber die beiden letzten wegen zu grosser Herdlänge zugemacht sind. In 24 St. erfolgen 6000 Kil Röstgut, 3 Mal täglich gezogen. Lohe.

Doppelherdige Oefen mit einseitigen Arbeitsöffnungen.

Binsfeldhammer bei Stolberg (Fig 57. 58 [s. f S.]). *a* unterer Herd 6.3 M. lang, 2.3 M. breit und bis zum Gewölbe 0.44 M. hoch. *b* oberer Herd, vorn 0.33, hinten 0.35 M. hoch. *c* Feuerbrücke 1.5 M. lang, 0.4 M. breit, 0.75 M. über dem Rost. *d* Flammloch 0.28 M. hoch *e* Arbeitsöffnungen. *f* Füllöffnung *g* Rost, 1.5 M lang und 0.45 M. breit. 3 Chargen à 600 Kil. auf jedem Herd Ausziehen von 4 Chargen, also von 2400 Kil. alle 24 St. bei 550 Kil. Kohlenverbrauch, so dass das Erz 36 St. im Ofen bleibt, und zwar 36 Stunden in heller Rothgluth an der Feuerbrücke. Schwefelgehalt 3—4 Proc. Binsfeldhammer.

Call.[5]) Ofen 13.5 M lang, 3.0 M breit; Rösten von 5000 Kil. in 24 St. mit 12—13 Proc. Steinkohlen; Ziehen alle 6 St. Nicht völlig verschlackende Röstung der 50—60 Proc. Blei enthaltenden Erze, nöthigenfalls bei Zusatz sandiger Erze. Call.

Doppelherdige Oefen mit zweiseitigen Arbeitsöffnungen.

Freiberg. Länge beider Herde 13.3 M., Breite 1.85—1.98 M.; 4 Posten à 750 Kil. Fassung bei 142 Mm. starker Erzlage; Rösten von 6000 Kil. in 24 St. Freiberg.

1) Kerl, Met. 2, 217. 2) Kerl, Met. 2, 219. 3) Kerl, Met. 2, 222. 4) Preuss. Ztschr. 18, 135. B. u. h. Ztg. 1871, S. 245. 5) Oest. Ztschr. 1871, S. 410. Percy-Rammelsberg, Bleih. S. 240.

mit 25 Proc. Kohle; Schwefelgehalt 3—6 Proc. Mrázek[1]) hat einen interessanten Vergleich zwischen dem Röstverhalten der Freiberger und Pribramer Erze angestellt.

Mechernich.

Fig. 57 (zu S. 69).

Mechernich (Commern). Oefen mit 28.2 M. Gesammtlänge der beiden 3.14 M. breiten Herde. Besetzung des Ofens mit 40000 Kil., Ausziehen von 1500 Kil. alle 6 St., Wenden alle 12 St., Production in 24 St. 6000—7500 Kil. mit 12—14 Proc. Steinkohlen

Modificationen beim Rösten.

Fig. 58 (zu S. 69).

Je nach der beim Rösten angewandten Temperatur zeigt das Röstgut einen verschiedenen Aggregatzustand. Dasselbe ist pulverig, gefrittet oder völlig verschlackt (Pulver- oder Staub-, Sinter- und Schlakkenrösten).

Vortheile des Sinter- und Schlakkenröstens.

Letztere beiden bei höherer Temperatur gegen das Ende der Röstung in Fortschaufelungsöfen ausgeführte Röstmethoden erfordern zwar einen grösseren Brennstoff- und Gezähaufwand, sowie kostspieligere Ofenreparaturen und begünstigen die Metallverflüchtigung, bedürfen deshalb umfangreicherer Rauchcondensationsvorrichtungen, aber das in zusammenhängenden Stücken erfolgende Röstgut lässt sich im Schachtofen bei besserem Schmelzgang (mindere Ofenbruchbildung und weniger leichtes Versetzen des Ofens, schon eingeleitete Abscheidung der metallischen und schlackengebenden Bestandtheile), minderer Flugstaubbildung und Metallverflüchtigung, bei besserem Ausbringen und geringerem Brennstoffaufwand vortheilhafter verschmelzen als pulverförmiges Material. Gleichzeitig lassen sich beim Schlacken- und Sinterrösten die gebildeten schwefelsauren Salze durch Hinzufügen von Quarz (wenn solcher nicht schon in hinreichender Menge vorhanden, z. B. in Commern) in Silicate unter Entfernung der Schwefelsäure umwandeln, wodurch der Steinfall (S. 55) wenn nöthig sich ganz beseitigen lässt (z. B. bei kupferfreien Erzen). Am vollständigsten wird der Schwefel beseitigt, wenn man die Schwefelmetalle bei möglichst niedriger Temperatur in langherdigen Oefen in Sulfate umzuwandeln sucht und dann in der muldenförmig vertieften Abtheilung vor der Feuerbrücke die Temperatur unter Zufügen von Quarz, wenn solcher nicht vorhanden, so hoch steigert, dass sich unter Austreiben der Schwefelsäure eine vollständig schlackige, demnächst abzustechende Silicatmasse erzeugt, deren Kieselsäuregehalt beim Schmelzen demnächst an Eisenoxydul gebunden wird. Erweichen die Röstmassen zu früh, so kann die Röstung unvollkommener bleiben und sich, ähnlich wie beim Flammofenprocess (S. 4) durch Einwirkung des Geschwefelten aufs Oxydische metallisches Blei bilden und dieses lebhaft verflüchtigt werden. Anwesenheit von Weissbleierz beschleunigt die Verschlackung (Commern, Stolberg) Ein Sinterröstenwirdman dem Schlackenrösten vorziehen, wenn wegen eines Kupfergehaltes der Erze eine völlige Entschwefelung unerwünscht, eine Steinbildung nothwendig ist (Ems) oder wenn ein Blende- (Ems) oder Kalkgehalt des Erzes (Stolberg) eine für das Verschlacken zu hohe, mit grossen Bleiverlusten verbundene Temperatur erfordern würde, bei einem grösseren Silbergehalt u. A. Von wesentlichem Einflusse auf die Zeitdauer des Röstens, die anzuwendende Temperatur und den Brennstoffverbrauch sind die Beimengungen des Bleiglanzes.

1) Oest. Ztschr. 1867, S 189.

Während z. B. die kiesarmen, quarz- und blendehaltigen Pribramer Erze eine höhere Rösttemperatur und längere Zeit zu gleicher Entschwefelung erfordern, als die kiesigen Freiberger, so steht es mit dem Hitze- und Zeitaufwand beim Fritten beider Roste umgekehrt. Der Freiberger basischere Rost frittet schwerer als der Pribramer.[1]) Versuche und Erfahrung müssen den richtigen Grad des Frittens an die Hand geben, bei welchem auf die ökonomischste Weise das grösste Metallausbringen stattfindet.

Staubröstung hat man an manchen Orten z. B. auf ungarischen Hütten[2]) bei silberreichen Geschicken zur Verminderung der Blei- und Silberverflüchtigung bei minderem Aufwand an Brennstoff und geringeren Kosten für Ofenreparaturen und Gezäh statt Sinterröstens in Krählöfen (S. 65) wieder eingeführt. Auch wird daselbst auf manchen Hüttenwerken Vorröstung und Gaarröstung in besondern Oefen ausgeführt. Staubrösten.

Die Metallverflüchtigung ist in der letzten Periode höher, als in der ersten und zwar hängt der Silberverlust ausser von anderen Umständen, z. B. der Korngrösse und Mehlhöhe der Post[3]), hauptsächlich von der Qualität und Quantität fremder Beimengungen ab. Metallverflüchtigung.

Nach Mrázek[4]) gelang die Entschwefelung von Pribramer Bleierzen im einsöhligen Röstofen mit Treppenrost und Steinkohlenfeuerung fast eben so vollständig (bis auf 3.85 Proc.), als im Fortschaufelungsofen und ist der zurückbleibende Schwefel nicht in Sulfaten, sondern in Schwefelmetallen vorhanden.

Zusätze beim Rösten in Flammöfen sollen entweder die Zersetzung der Sulfate durch Kieselsäure herbeiführen (Quarz in Commern, Eisenfrischschlacken[5]) in Pontgibaud), oder die Oxydation befördern und für den Schmelzprocess erforderliches, den Zuschlag von metallischem Eisen ersetzendes Eisenoxyd erzeugen (Kiese auf ungarischen Hütten[6]), Eisenerze), oder mit zur Frittung gebracht werden (geröstete kiesige Schliege in Freiberg). Zusätze beim Rösten.

Vogl[7]) empfiehlt einen Zuschlag von Kohle zur Auflockerung der Beschickung und Begünstigung der Entschwefelung. Einen solchen hat man mit Vortheil zur Reduction von Zinkoxyd im Röstgute bei Schmelzhitze in Anwendung gebracht (Freiberg, S. 56). Auch ohne Zusatz von Kohle kann durch Einwirkung von Schwefelzink auf Zinksulfat in höherer Temperatur metallisches Zink entstehen und verflüchtigt werden. — Bedarf das Röstgut beim Verschmelzen eines eisenhaltigen basischen Zuschlages, so wendet man denselben besser in Gestalt von reichen Eisenerzen, als von Eisenfrischschlacken an und zwar, da erstere leichter Eisensauen, als letztere geben, so fügt man die Eisenerze zweckmässig vor dem Fritten beim Schlackenrösten im Flammofen zu. Eisenoxydreichen Bleierzen setzt man, wenn derselbe fehlt, Quarz zu, um durch Verschlacken des Eisens der Eisensauenbildung entgegen zu wirken. Hämatit und Magneteisenstein reduciren sich weniger leicht zu Eisen, als Brauneisenstein.

24. Verschmelzen der gerösteten Bleierze. Die gerösteten Erze enthalten je nach dem von ihrer Beschaffenheit im rohen Zustande abhängigen Grade der Röstung Metalloxyde von verschiedenem Grade der Reducirbarkeit, mehr oder weniger unzersetztes Erz und Sulfate, sowie ausser erdigen Bestandtheilen häufig Bleisilicat. Es ist nun der Zweck des Schmelzens, bei einer gewissen nicht zu hohen Temperatur schwerer reducirbare Metalloxyde (Eisenoxyd, Zinkoxyd) durch Kieselsäure zu verschlacken und in die Schlacke die vorhandenen sonstigen Erden Theorie.

---

1) Oest. Ztschr. 1867, S. 189. 2) Oest. Ztschr. 1857, S. 162, 179; 1871, S. 37. Kerl, Met. 2, 166, 207, 288. Bericht über die 2. Versammlung der Berg- und Hüttenmänner in Wien 1862, S. 26, 95, 96. 3) B. u. h. Ztg. 1858, S. 138. 4) Oest. Ztschr. 1867, No. 16. 5) B. u. h. Ztg. 1863, S. 297. 6) Kerl, Met. 2, 286. 7) B. u. h. Ztg. 1856, S. 54.

überzuführen, Bleioxyd aber zu Werkblei zu reduciren, aus Bleisilicat durch Eisenoxydul Bleioxyd abzuscheiden und dieses dann zu reduciren, unzersetztes Erz und Sulfate zu einem Stein zu vereinigen, welcher das Kupfer aufnimmt, oder bei kupferfreien Erzen geringe Steinmengen in die Schlacke überzuführen (S. 56). Bei einem Gehalte des Röstgutes an arsensauren Salzen können diese sich zu Arsenmetallen (Speise) reduciren.

Bleioxyd wird bereits oberhalb des Schmelzraumes zu Metall reducirt und dieses um so mehr verflüchtigt, je feiner dasselbe vertheilt (poröse, pulverige oder dichte Erze) und je stärker der aufsteigende Gaszug. Bleisilicat dagegen zerlegt sich erst im Schmelzraum durch Eisenoxydul, letzteres durch Reduction von Eisenoxyd in oberen Ofentheilen entstanden und theilweise auch zu Eisen reducirt, welches entschwefelnd auf Schwefelblei wirkt.[1]) Nebenreactionen können noch dadurch eintreten, dass Sulfate durch Kieselsäure zerlegt werden, Schwefelmetalle (Schwefeleisen, Schwefelbarium und Schwefelcalcium, letztere beiden aus Schwerspath und Gyps entstanden) sich mit Bleisilicat zu metallischem Blei, schwefliger Säure und Eisenoxyd-, Baryterde- (Vialas) und Kalkerdesilicat umsetzen, metallisches Eisen auch Bleioxyd und in hoher, von grossen Metallverlusten und steigendem Brennstoffverbrauch begleiteter Temperatur Bleisilicat reducirt.

Zersetzbarkeit der Bleisilicate.

Nach den Untersuchungen von Beck[2]) zerlegt Schwefel Bleisilicate unvollständig; Schwefeleisen reducirt daraus etwas Blei unter Bildung eines Eisenoxydul-Bleioxyd-Silicates; ein Ueberschuss von Kohle scheidet nur einen Theil Blei ab unter Bildung eines sehr sauren Silicates oder eines freie Kieselsäure enthaltenden Gemenges und nur bei Zusatz eines Flussmittels (Soda, Kalk) findet eine vollständige Bleiabscheidung statt. Eisen reducirt alle schmelzbaren Bleisilicate in heller Glühhitze unter Bildung von Eisenoxydulsilicat; ein Gemenge von Eisenoxyd und Kohle bedarf dazu höherer Temperatur und längerer Zeit.

Alle Bleisilicate, welche nicht über das dreifach saure Silicat $\dot{Pb}\,\breve{Si}_2 = Pb\,Si_2O_5$ hinausgehen, sind nach dem Schmelzen glasig und durchscheinend und je nach dem Bleigehalt mehr oder weniger leichtschmelzig. Ein Silicat von $\dot{Pb}_2\,\breve{Si}$ fliesst dünn wie Wasser beim Schmelzen, während $\dot{Pb}_2\,\breve{Si} + 2(\dot{Pb}\,\breve{Si}) = Pb_3SiO_5 + 2(PbSi)O_2$ sich kaum noch vollständig ausgiessen lässt. Von Kalk werden Bleisilicate erst bei höherer Temperatur zerlegt; bei gleichzeitiger Anwesenheit von Eisenoxydulsilicat scheidet Kalk Eisenoxydul aus, welches sich reducirt, entschwefelnd wirkt, aber auch zur Eisensauenbildung Veranlassung geben kann.

Erfordernisse für den Schmelzprocess.

Sollen obige Reactionen regelrecht eintreten, so ist folgenden Erfordernissen zu entsprechen:

Beschickung.

a) Hinreichend leichtflüssige Beschickung. Da bei strengflüssiger Beschickung sich neben Bleioxyd auch die schwieriger reducirbaren Oxyde (Eisenoxyd, Zinkoxyd) reduciren und Störungen (Eisensauen, Ofenbrüche) veranlassen würden, so sucht man unter Zuschlag von eisenhaltigen Substanzen (Eisenfrischschlacken, geröstete Rohsteine, Eisensteine), falls das Erz nicht schon einen hinreichenden Eisenoxydgehalt besitzt (Unterharz), eine Erden und Eisenoxydul enthaltende Singulosilicatschlacke zu erzeugen.

Bei höherer Silicirung würde sich leichter Bleioxyd verschlacken, bei an Eisenoxydul reichen Subsilicatschlacken sich leicht Eisensauen bilden, leichter Ansätze entstehen und sich rasch erstarrende, das Ofengemäuer stark angreifende Schlacke bilden. Nur bei sehr schwefelkiesreichen Erzen kommen solche Schlacken vor und es kann dabei der Fall eintreten, dass man saure Zuschläge geben muss (Unterharz, Fahlun).

---

1) B. u. h. Ztg. 1857, S. 67. 2) Percy-Rammelsberg, Bleihüttenk. S. 19.

Die eisenhaltigen Zuschläge, welche ausser als Schlackenbilder noch zur Zerlegung von Bleisilicat (S. 72) und Schwefelblei dienen (S. 72), werden meist in Gestalt von Eisenfrisch-, Puddel- und Schweissofenschlacken gegeben, welche aber wegen ihres Kieselsäuregehaltes weniger energisch als Kieselsäure solvirend und wegen schwieriger Reduction auch weniger energisch als Entschwefelungsmittel wirken als geröstete Bleisteine und reine Eisensteine (S. 71, [Vialas, Pise]), in Folge dessen erstere in reichlicher Menge zugeschlagen werden müssen und deshalb mehr Brennmaterial erfordern. Um die mit der Anwendung von Eisensteinen verbundene leichtere Ausscheidung von Eisensauen zu umgehen, empfiehlt es sich, erstere gleich beim Sinterrösten im Flammofen (S. 70) mit zuzusetzen. Da man bei der älteren Chargirmethode in vertikalen Säulen (S. 41) die Eisenreduction weniger in der Gewalt hat, so wird auf manchen Hütten behuf vollständigerer Zersetzung von Schwefelblei noch metallisches Eisen (Wascheisen) mit zugeschlagen (Pribram, Pontgibaud, Pise, Commern, Holzappel), dessen Menge sich nach dem Schwefelrückhalte im Röstgute richtet.

Normirt man die Eisenmenge so, dass Halbschwefeleisen entsteht, so geht dieses weniger mit den Einfachschwefelmetallen von Zink, Blei und Silber in die Schlacke, als wenn sich bei minderem Eisenzuschlage Einfachschwefeleisen erzeugt (S. 56). Ersteren Falles nimmt aber der Bleisteinfall zu oder es setzen sich schwefelhaltige Eisensauen in reichlicherer Menge ab[1]), so dass man jedesmal zu untersuchen hat, bei welcher Zuschlagsmenge die besten ökonomischen Resultate erfolgen. Namentlich erfordert ein bedeutender Zinkgehalt der Erze (Pribram) einen hohen Eisenzuschlag, welcher verwandt wird zur Zerlegung des Schwefelzinks (herrührend von beim Rösten unzersetzt gebliebener Blende, beim Schmelzen reducirtem Zinksulfat und aus Zinkdampf, schwefliger Säure und Kohle regenerirtem Schwefelzink), sowie zur Reduction von Zinkoxyd und Zinksilicat. Trotz solch hohen Eisenzuschlages kann das gebildete Schwefeleisen unter angeführten Umständen (S. 56) sämmtlich in die Schlacke übergeführt werden. Durch Steigerung des Roheisenzuschlages kann an Cokes gespart werden. Zu Pise[2]) fiel der Aufwand an letzteren von 25 auf 22 Proc., als man statt 3 Proc. Roheisen 7 Proc. nahm; zu Pontgibaud und Biache St. Waast noch mehr. Während man in Freiberg die Abscheidung eines Zinkgehaltes in Stein und Schlacke, nicht in Ofenbrüchen, durch einen Zusatz von rohem Bleistein begünstigt, bewährte sich dieses Mittel in Tarnowitz[3]) nicht.

Zinkblende enthaltende Erze erfordern wegen grösserer Strengflüssigkeit einen grösseren Zuschlag an leichtflüssigen eisenhaltigen Schlacken (S. 56) und sind deshalb z. B. die Pribramer gerösteten Erze strengflüssiger, als die Freiberger.[4]) Eine geringe Bildung von Eisensauen hat man in Joachimsthal für das Silber- und Bleiausbringen günstig gefunden.

Neuerdings hat man durch horizontales Chargiren (S. 41) den Zuschlag von metallischem Eisen meist entbehrlich gemacht.

Ein Kalkzuschlag begünstigt die Entschwefelung durch Ausscheidung von Eisenoxydul aus den Frischschlacken, verhütet eine zu grosse Frische und ein zu hohes specifisches Gewicht der Schlacken; begünstigt aber bei blendigen Erzen das Austreiben von Zink und somit die Ofenbruchbildung; Flussspath befördert die Leichtschmelzigkeit. Schwerspath (Freiberg, Vialas) erleichtert den Fluss und zu Schwefelcalcium reducirt die Abscheidung des Bleies aus

1) Oest. Ztschr. 1867. S. 123. 2) B. u. h. Ztg. 1869, S. 345. 3) Preuss. Ztschr. 19, 159. 4) B. u. h. Ztg. 1867, S. 190.

Bleisicat (S. 72). Fluss- und Schwerspath zusammen geben eine leichtflüssige Masse.

Schmelzöfen.

b) Passende Schmelzöfen und zwar

α) hinsichtlich des Zumachens. Während man früher wegen der immer entstehenden eisenreicheren, specifisch schwereren Schlacke den 1—5förmigen Tiegelöfen den Vorzug gab, so wendet man neuerdings mit Erfolg Spuröfen (S. 37) an. Sumpföfen wählt man bei sehr eisenreicher Beschickung, um die dabei sich bildenden Eisenansätze im Herde besser ausräumen zu können (Unterharz).

β) Hinsichtlich der Dimensionen. Je basischer, eisenreicher die Beschickung, um so niedriger nimmt man den Ofen, zur Verminderung der Eisensauenbildung, sowie auch bei zinkreichen Erzen, um der Ofenbruchbildung bei heller Gicht entgegen zu wirken (Unterharz). Die Weite des Ofens im Querschnitt der Formen und die Anzahl der letzteren richtet sich nach der Grösse der Production und beginnen an die Stelle der früheren ein- bis mehrförmigen Oefen mit eckigem Querschnitt, geraden Wänden oder verengerter Gicht (Vogl'sche Oefen) die Pilz'chen Oefen (S. 34) immer mehr zu treten, womit das Chargiren in horizontalen Lagen und sonstige Vortheile (S. 35) verbunden sind. Der Ofen von Pise (S. 35) ist stark gekühlt.

γ) Seltener kommen Zugschachtöfen[1]) als Gebläseschachtöfen in Anwendung.

c) Geeignetes Brennmaterial. Holzkohlen und Cokes zusammen geben ein besseres Ausbringen, als jedes für sich; meist werden aus ökonomischen Rücksichten Cokes angewandt, welche die Bildung zinkischer Ofenbrüche begünstigen können (Pribram[2]). Bei verstärktem Eisenzuschlag vermindert sich der Cokesverbrauch (S. 73) und kann auf 7 Proc. vom Erz herabgehen (Biache St. Waast). Durch möglichst schweres Setzen und geringe Windpressung (104—262 Mm. Wasser bei etwa 46—60 Mm. Düsendurchmesser) lässt sich die Temperatur herabstimmen. Häufig genügt Ventilatorwind (Call, Mechernich, Braubach) mit bis 314 Mm. Wasserpressung.

Ofengang.

Von den Kennzeichen zur Beurtheilung des Schmelzganges war S. 41 die Rede; es kommen hier besonders in Betracht der Flüssigkeits- und Erstarrbarkeitsgrad der Schlacken, die mehr oder weniger starke Eisensauenbildung, die Menge und Reichhaltigkeit des fallenden Steines.

Schmelzarbeiten.

Die Arbeiten beim Schmelzprocess sind die S. 40 angeführten; die dünnflüssige Singulosilicatschlacke, welche bei gutem Gange unter $^1/_2$ Proc. Blei enthält, lässt man meist in gusseiserne Schlackentöpfe fliessen.

Diese sind entweder in dem feststehenden Gestell eines Wagens aufgehängt und lassen sich darauf umkippen (Pontgibaud[3]) oder stehen mit drei Füssen auf der Ofensohle und werden an Vorsprüngen mittelst eines Wagens gefasst (Tarnowitz[4]), Freiberg, Fig. 26). Zuweilen sind die Schlacken nach Augit schön krystallisirt (Mechernich).

---

1) Bullet. de la soc. de l'industr. minérale 2, 415. B. u. h. Ztg. 1862, S. 54; 1863, S. 20. 2) B. u. h. Ztg. 1870, S. 414. 3) B. u. h. Ztg. 1865, Taf. 10, Fig 9 u. 10. 4) Preuss. Ztschr. Bd. 14, Taf. 8, Fig. 13.

25. Beispiele für kupferhaltige Erze. Die Röstung wird so geleitet, dass ein zur Ansammlung des Kupfers in einem Stein genügender Schwefelgehalt im Röstgute bleibt. Durch Aufbereitung sucht man die Kupfererze möglichst abzuscheiden, was aber beschränkt werden kann durch ein inniges Verwachsensein mit den Bleierzen oder einen grossen Silbergehalt. Kupferhalt. Erze.

Fig. 59.

1) Bei Röstung in Haufen. Haufenröstung.

Beispiele. Unterharz.

Unterharz.[1]) Rösten der sehr unreinen kies- und blendereichen, gold- und silberarmen Bleierze mit 4 bis 10 Proc. Blei einmal in freien (S. 59), dann zweimal in bedachten Haufen (ein Rösten in Kilns gab weniger Zinkvitriol, S. 62), Auslaugen von Zinkvitriol, Verschmelzen der Erze mit 22.68 Proc. okerschen Kupferschlacken, 22.41 Proc. Oberharzer Schliegschlacken und 2.66 Proc. bleiischen Zuschlägen (Glätte, Herd) bei 32.7 Proc. Cokes und 2 Proc. Holzkohlen in einem 4.39 M. hohen, 1.2 M. tiefen, hinten 549 Mm., vorn 314 Mm. weiten Sumpfofen (Fig. 59. 60) mit Zinkstuhl bei heller Gicht in 11—12tägigen Campagnen auf Werkblei, wenig Zink, Stein und Schlacke bei bedeutender Ofenbruchbildung und Verbrauch von 1 Cokes auf $3^1/_2$—4 Beschickung; *e* Sohlstein, darüber Lehmsohle *u* Gestübbesohle. *p* Vorherd mit Vortiegel *v* *w* Schlackenrinne. *x* Schlackensumpf. *s* Stechherd. *f* Werkbleiformen. *g* Zinkstuhl, winkelförmig zusammengestellte Thonschieferplatten, durch die demnächst zu verschliessende Oeffnung *d* mit harten Kohlen zu versehen, zwischen welche Zinkoxyd geblasen, daselbst nebst Bleioxyd reducirt wird, das blendehaltige Zink auf die Sohlplatte tropft und von dieser durch die Rinne *i* in die Pfanne *l* abgestockelt wird. Ein Schmelzen in 4förmigen Oefen[2]) von 3.92 M. Höhe, 0.94 M. Weite unten und 1.25 M. Weite oben ergab zwar ein grösseres Ausbringen an Blei und Kupfer ohne Ersparung an Brennmaterial und Arbeitslöhnen, führte aber zu reichlicher

Fig. 60.

1) Kerl, Met. 2, 181. Ders., die Rammelsberger Hüttenprocesse 1861. Rammelsberger Lagerstätte in B. u. h. Ztg. 1864, S. 369. 2) B. u. h. Ztg. 1872, S. 97.

Eisensauenbildung trotz Zuschlages von viel kieselsäurereichen Substanzen (Oberharzer und Mansfelder Schlacken, Granitgruss). *g* Chargiröffnung. *k* Rauchfang.

Analysen von Producten:

	Pb	Fe	Cu	Zn	As Sb	S	
Bleistein . .	8.64	44.34	17.43	7.76	2.19	19.64	$= (\dot{P}b, \dot{Z}n)\ (\dot{F}e\ \dot{C}u)_3$

	Cu	Pb	As	Sb	Fe	Co	Ni	Ag	S
Bleisteinspeise	44.56	26.11	12.98	5.21	5.54	1.63	0.71	0.13	2.86

	$\ddot{S}i$	$\ddot{A}l$	$\dot{F}e$	$\dot{M}n$	$\dot{C}a$	$\dot{M}g$	$\dot{P}b$	$\dot{Z}n$	$\dot{C}u$	S
Erzschlacke .	27.66	6.00	50.30	Spr.	7.72	1.90	2.13	3.5	Spr.	2.23

Sauerstoffverhältniss von Säure und Basen 14.4 : 17.7.

Die in grosser Menge erfolgenden zinkischen Ofenbrüche[1]) (Ofengalmei) mit gegen 80 Proc. Zinkoxyd werden zur Darstellung von Zink und Chlorzink abgegeben. — 3malige Röstung des Bleisteines mit 2.75 Proc. Blei und 3.9 Proc. Kupfer in bedachten Haufen und Verschmelzen desselben mit Oberharzer Schliegschlacken und okerschen Kupfererzschlacken auf Kupferstein.

Siegen. Siegen.[2]) Rösten von mit Kupfererzen (Kupferkies, Kupferglanz, Bournonit), Schwefelkies, Zinkblende u. s. w. innig verwachsenem Bleiglanz mit 50—60 Proc. Blei und 0.03—0.165 Proc. Silber in Haufen zu Müsen und Rothenbach (S. 60) und im Flammofen zu Lohe (S. 58), Verschmelzen mit in Stadeln gerösteten Fahlerzen und eisenreichen Kupferkiesen unter Zuschlag von Puddelschlacken, Bleischlacken und Wascheisen in 1.88—2.81 M. hohen 3förmigen Sumpföfen bei 5 bis 7 Mm. Windpressung, 0.1—0.15 M. langer Nase bei dunkler Gicht auf Werkblei mit 0.2—0.466 Proc. Silber, Bleistein mit 25—38 Blei, 5—6 Antimon und Arsen, 6—8 Kupfer und 0.133—0.27 Silber. Durchsetzquantum 3750—4000 Kil. Erz = 7500—9000 Kil. Beschickung in 24 St. mit 1 Thl. Cokes auf 9—10 Thle. Beschickung. Beim Bleierzrösten im Flammofen bedarfs nur eines ein- bis zweimaligen Verschmelzens des gerösteten Bleisteins auf Kupferstein, welcher dann nur zweimal entsilbert wird. Eine Erzschmelzbeschickung besteht aus 500 Kil. Bleierz, 75 Kil. Fahlerz, 75 Kil. Eisenfrischschlacke, 25 Kil. Wascheisen und 600 Kil. Bleischlacken. — Bleisteinarbeit: Rösten des Bleisteins in zwei Feuern in Stadeln mit Abstrich der Treibarbeit, Verschmelzen mit gerösteten silberhaltigen Kupfererzen, bleiischen Zuschlägen und Bleierzschlacken auf Werkblei, Schlacken und einen bleiärmeren, kupferreicheren Stein mit 20—25 Blei, 10—15 Kupfer und 0.166—0.2 Silber; Rösten des zweiten Steins in zwei Feuern und Schmelzen mit gerösteten Kupfererzen und Thonschiefer auf kupfer- und silberreiches Werkblei. dritten Bleistein mit 10—20 Blei, 25—40 Kupfer und 0.133—0.166 Silber. nochmaliges Rösten und Schmelzen des letzteren bei über 12 Proc. Blei auf Kupferstein. — Entsilbern des Kupfersteins: durch 3maliges Schmelzen mit bleiischen Producten (auf 1 Thl. Silber 240 Thle. Blei), silberarmen Kupfererzen, Bleischlacken, Herd und Thonschiefer auf entsilberten Kupferstein mit 0.033—0.04 Proc. Silber. — Kupferarbeit. Concentration des zweimal gerösteten entsilberten Kupfersteins mit Bleischlacken im Krummofen auf Concentrationsstein mit 45—50 Kupfer, 4—6 Blei und 0.03—0.06 Silber, Todtrösten in Haufen, oder zu Lohe im Flammofen. Verschmelzen im Brillenofen mit Concentrations- und Schwarzkupferschlacke auf Schwarzkupfer und Dünnstein, Gaarmachen des Schwarzkupfers im kleinen Herde auf Gaarkupfer oder Raffiniren im Flammofen.

Man verarbeitet reiche Fahlerze durch schwaches Rösten und Entsilberung durch bleiische Zuschläge. auch für sich, desgleichen auch reine Kupfererze (Kupferkies, Kupferglanz) und erhält dann reinere Producte.

Bleierzschlacke.		Erster Bleistein.	Kupfersteine.		Bleifreier Kupferstein.	Dünnstein.	Schwarzkupfer.
Kieselsäure . .	31.01	Schwefel	21.25	19.96	19.49	23.31	20.75	0.70
Eisenoxydul . .	49.65	Blei . . .	41.31	20.68	15.76	—	—	8.90
Kalk, Magnesia	7.09	Eisen . .	21.16	6.06	8.01	24.55	5.44	0.03
Thonerde . . .	4.34	Kupfer .	12.82	49.72	54.07	50.75	72.91	89.82
Bleioxyd . . .	4.14	Zink . .	3.15	2.63	1.70	0.86	0.84	—
Zinkoxyd . . .	3.77	Nickel .						0.98
Singulosilicat		Antimon	Spr.	—	—	—	—	0.54

1) Kerl, Rammelsberger Hüttenpr. S. 42, 185. Muspratt-Kerl, techn. Chem. 5, 1438.
2) Kerl, Met. 2, 205, 458. B. u. h. Ztg. 1863, S. 91. Percy-Rammelsberg, Bleih. S. 475. Chevallier, Expos. univers. de 1867 à Paris 5, 617.

2) Bei Röstung in Stadeln.

Stadelröstung.

Fahlun.[1]) Rösten des mit Zinkblende, Schwefel- und Kupferkies innig gemengten Bleiglanzes mit 6—10 Proc. Pb, 2—3 Proc. Cu und 0.008 Proc. Ag in Stadeln (S. 60), Schmelzen mit bleischen Producten, Quarz und Erzschlacken im 5.344 M. hohen Sumpfofen auf Werkblei (zum Abtreiben) und Stein mit 6—8 Cu und 0.067—0.83 Proc. Ag im Ctr.; Rösten desselben in Stadeln und Schmelzen mit reinem Bleiglanz, Quarz, Darrherd und Schlacke auf Werkblei und Kupferstein mit 12—16 Proc. Cu. Fahlun.

Rhonehütten.[2]) Verschmelzen der in Stadeln (auch in Flammöfen) gerösteten Erze in einem 1.8 M. hohen Spurofen mit Eisenfrischschlacken und Bleischlacken. Rhonehütten.

3) Bei Röstung in Schachtöfen.

Schachtofenröstung.

Unterharz.[3]) Röstung von melirten Rammelsberger Erzen mit 3.5—5 Proc. Blei, 2.79—5.48 Proc. Kupfer und 0.01—0.015 Proc. Silber in Kilns (S. 61), dann zweimal in bedachten Haufen bis auf 5—6 Proc. Schwefel, Verschmelzen mit $^1/_6$ Oberharzer Schliegschlacken, $^1/_{12}$ Okerschen Kupferschlacken und $^1/_{12}$ gerösteten Lehmsohlen (Alles dem Volumen nach) in Sumpföfen von 4.393 M. Höhe, 941 Mm. Weite hinten, 366 Mm. Weite vorn, 1.098 M. Tiefe bei 26—30 Mm. Quecksilberpressung mit 30 Proc. Brennmaterial vom Erz; von 100 Erz erfolgen 2.8—4.27 Werkblei und 17.88—19.6 Stein; neuerdings Schmelzen auch in 4förmigem Ofen (S. 75). Unterharz.

Bottino.[4]) Rösten von Bleiglanz, mit Schwefelantimon, Fahlerz, Bournonit, Kupfer- und Schwefelkies und Zinkblende, mit kieselsäurehaltigen Gangarten bei 28 Proc. Pb in Schachtöfen (S. 62), Schmelzen in 3.25 M. hohen Sumpföfen mit $^1/_3$ armen und reichen Bleischlacken und $^2/_3$ geröstetem, im Schachtofen ausgelaugten Stein, bleiischen Zuschlägen und Eisenfrischschlacken auf Werkblei und Stein. Bottino.

4) Röstung in discontinuirlichen Flammöfen (Krählöfen).

Krählofenröstung.

Nieder-Ungarn.[5]) (Schemnitz, Kremnitz, Zsarnowitz, Neusohl). Staubrösten der mit goldhaltigen Silbererzen und Kiesen vorkommenden Bleierze[6]) im Flammofen, Verschmelzen mit Erzschlacken in 2förmigen 5.69 M. hohen Sumpfofen auf Werkblei und Stein, welcher nach 2—3maliger Röstung durch bleiische Producte entsilbert und dann auf Kupferstein verschmolzen wird. Ungarn.

Utah und Nevada.[7]) Schlackenrösten in kleinen Mexicanischen Oefen und Schmelzen des Röstgutes mit eisenhaltigen Zuschlägen in Pilz'schen Oefen oder in von Arents modificirten Pilz'schen Oefen mit automatischem Bleistich (S. 38). America.

Mexico.[8]) Rösten im Flammofen und Schmelzen im Castilianischen und Freiberger Ofen.

5) Bei Röstung in continuirlichen Oefen (Fortschaufelungsöfen).

Fortschauf. Rösten.

Freiberg. Aelteres Verfahren[9]): Rösten unreiner, Schwefel, Arsen- und Kupferkies, Zinkblende nebst erdigen Substanzen enthaltender Erze mit 15—60 Proc. und mehr Blei erst in ungarischen (S. 64), dann in englischen Flammöfen (S. 65) und zuletzt in combinirten Flamm- und Muffelöfen (S. 66); Verschmelzen des Röstgutes mit geröstetem Rohstein (dargestellt aus gerösteten silberarmen kiesigen Zuschlagserzen und Bleischlacken erst im Schachtofen, dann im eine längere Reaction der Massen zulassenden und mehr fördernden Flammofen durch Roharbeit), gebranntem Kalk, Bleischlacken und Dürrerzen Freiberg. Aelteres Verfahren.

---

1) Kerl, Met. 2, 184. 2) Ebend. 2, 222. 3) Preuss. Ztschr. 19, 157. B. u. h. Ztg. 1871, S. 264. 4) Kerl, Met. 2, 223. B. u. h. Ztg. 1868, S. 205; 1871, S. 62. Oest. Ztschr. 1870, No. 6. 5) Kerl, Met. 2, 207, 288. Oest. Ztschr. 1857, S. 101, 332; 1871, No. 1, S. 37. B. u. h. Ztg. 1871, S. 253. 6) Analyse gerösteter und roher Erze in B. u. h. Ztg. 1868, S. 283. 7) The Engineering and Mining Journal, New York 1871, XII, No. 22; 1872, XIII, No. 2 u. 3. B. u. h. Ztg. 1872. 8) B. u. h. Ztg. 1872, S. 133. 9) Kerl, Met. 2, 192. Plattner-Richter's Vorlesungen 2, 92. Rammelsberg's Met. S. 240. Percy, Lead p. 304. B. u. h. Ztg. 1865, S. 408; 1869, S. 346. Chevallier, Expos. univers. de 1867 à Paris 5, 623.

(Erden mit eingesprengten Silbererzen, zuweilen mit Schwefelkies und Blende) im einförmigen dann im zweiförmigen Wellnerschen Doppelofen (S. 32). (Schmelzmasse in 24 St. 3000 Kil. Erz, 1000 Kil. Bleistein, 125 Kil. Kalk oder Flussspath, 3750—4500 Kil. Schlacken mit 1200—1350 Kil. Cokes) und im Stolberger Ofen (S. 38) von 3.63 M. Höhe, 1.32 M. Weite hinten und 0.64 Weite vorn im Niveau der Formen und 0.71 M. Tiefe bei 4 convergirenden Wasserformen in der Hinterwand (Verschmelzen von 10000 Kil. geröstetem Erz, 5000 Kil. geröstetem Stein, 500 Kil. Kalk und 17000 Kil. reichen Schlacken mit 3300 Kil. Cokes, Schlacken mit 2 Proc. Blei) auf Werkblei (zuweilen Speise) und Bleistein mit 20 Proc. Pb, 10 Proc. Cu und 0,2 Proc. Ag, Umschmelzen (Verändern) desselben ungeröstet,

Rösten des kupferreichern veränderten Steines ($m\dot{R} + n\dot{\mathfrak{R}}$) und Schmelzen mit Bleisteinschlacken (Singulosilicate), Glättfrischschlacke und Flussspath auf Kupferstein mit 30 Proc. Cu und 0.18 Proc. Ag, Entsilberung des gespurten Kupfersteins nach Augustin's Methode und Verschmelzen des Rückstandes davon auf Schwarzkupfer. Die Erzschlacken sind Singulosilicate, mit 24—30 Proc. Si, 0.5—1 Proc. Cu, 3—5 Proc. Pb und 0.04—0.05 Proc. Ag im Ctr.

Analysen von älteren Freiberger Producten:

Erz aus dem Doppelröstofen.		Werkblei.	
Bleioxyd	22.0	Blei	98.46
Eisenoxyd	33.3	Silber	0.64
Zinkoxyd	16.0	Kupfer	0.22
Kalkerde	2.0	Eisen	0.05
Thonerde	1.8	Arsen	0.14
Magnesia	0.5	Antimon	0.30
Kupferoxydul	0.3		
Silber	0.13		
Kieselsäure	17.4		
Schwefelsäure	Spr.		
Schwefel	3.6		
Arsensäure	1.1		

	Bleistein.	Veränd. Bleistein.	Kupferstein.	Spurstein.	Concentr.-Stein.	Rohstein.	Speise.
Blei	21.81	20.25	24.36	15.00	5.35	11.73	3.91
Eisen	37.20	27.25	17.00	19.50	1.55	41.13	52.48
Kupfer	12.94	27.61	31.91	32.90	70.75	9.11	4.98
Nickel	0.54	1.01	1.09	1.18	0.70	4.41	2.97
Kobalt					—	—	1.10
Zink	1.44	0.23	0.90		—	10.19	0.21
Silber	0.10	0.117	—	0.25	—	—	—
Arsen	0.73	0.65	0.60	—	—	—	29.36
Antimon	0.72	1.00	2.13	—	1.35	0.23	0.36
Schwefel	22.85	21.31	22.01	23.80	20.05	23.34	3.93

Steine = $m\dot{R}S + n\dot{\mathfrak{R}}S$, worin
R = Pb, Fe, Zn, Ni
$\dot{\mathfrak{R}}$ = Cu, Fe, Ag, Pb.

	Erzschlacken. Muldn. H.	Halsbr. H.	Bleisteinschlacke.	Kupferstein-Concentrationsschl.	Rohsteinschlacken. Muldn. H.	Halsbr. H.
Kieselsäure	27.05	28.14	28.05	23.51	34.30	36.04
Eisenoxydul	41.21	37.23	61.08	26.96	41.96	42.60
Bleioxyd	3.90	7.35	2.67	19.01	0.98	1.34
Kupferoxydul	1.00	0.50	—	4.86	0.15	0.24
Zinkoxyd	8.62	7.60	—	2.58	7.75	4.66
Nickeloxyd	—	—	—	0.17	—	—
Manganoxydul	—	—	—	1.23	—	—
Thonerde	6.85	5.78	4.33	1.96	4.05	5.38
Kalkerde	8.84	7.68	3.02	3.27	7.45	6.29
Magnesia	0.90	0.62	0.85	0.18	1.30	1.71
Baryterde	—	3.50	—	16.70	—	—
Schwefel	3.53	2.47	—	0.14	0.80	—
	Singulosilicate.				Gemenge von Singulo- und Bisilicaten.	

Neueres Verfahren.

Neueres Verfahren[1]), bei welchem der Schwerpunkt auf möglichst vollkommene Vorbereitung der sehr verschiedenartigen Erze unter Nutzbarmachung der dem Schmelzprocess oder sonst nachtheiligen Beimengungen (Zink, Arsen, Schwefel) gelegt ist. Bei einem einfachen Schmelzbetrieb arbeitet man auf Massenproduction und verschmilzt die nicht absetzbaren Erzschlacken mit kiesigen Erzen auf Rohstein, der im gerösteten Zustande als eisenhaltiger Zuschlag dient. Rösten der arsenarmen Stuffkiese mit nicht 15 Proc. Zn in Kilns (S. 62); der Kiesschliege in Gerstenhöfer'schen Oefen (S. 62); blendiger Erze mit 15 bis 30 Proc. Zink im Gerstenhöfer-, dann im Fortschaufelungs-Ofen und Entzinken durch Erhitzen mit Cokes im Flammofen (S. 56); der Bleierze (Glanze mit mehr als 30 Proc. Pb und bleiische Erze mit unter 30 Proc.) im Fortschaufelungsofen (S. 69) gemeinschaftlich mit gerösteten kiesigen und zur Realgarfabrikation benutzten Erzen bis zum Verschlacken; Arsen- und Schwefelkies enthaltende Erze mit durchschnittlich 15 Proc. As und 26—28 Proc. S werden bei Luftabschluss zur Realgarfabrikation erhitzt. Beschickung zur Muldner Hütte schlackenreicher, als zur Halsbrückner Hütte wegen grösseren Zinkblendegehaltes, welcher auch einen grösseren Zusatz von rohem oder wenig geröstetem Stein veranlasst, um einen grösseren Steinfall zu erzielen (S. 73). Beschickung zur

	Muldner Hütte	Halsbrückner Hütte.
Geröstetes Erz	100 Kil.	100 Kil.
Roher Stein	15 »	3.1 »
Stuffkies aus den Kilns	15 »	—
Eigene Schlacken	80—100 »	50 »
Entzinkungsrückstände	—	3.3 »
Flussspath	—	0.3 »
Schwerspath	—	0.1 »
Kalkstein	—	1.6 »

Schmelzen in 8förmigen Pilz'schen Oefen (S. 33) (statt in Wellner'schen Doppelöfen und Stolberger 3förmigen Oefen) von 25000—30000 Kil. Erz (durchschnittlich mit 17.6 Proc. Pb, 0.6 Proc. Cu und 0.109 Proc. Ag) = 55000—70000 Kil. Beschickung in 24 St. auf Muldner Hütte, resp. 35000 und 50000 Kil. auf Halsbrückner Hütte, Windpressung 24—36 Mm. Quecksilber, 1 Kil. Cokes trägt 10 bis 11 Kil. Beschickung oder 4.5—7 Kil. Erz. Production 7000—8000 Kil. Werkblei mit 0.5—0.6 Proc. Ag täglich und 6250—7500 Kil. Stein mit 15 Proc. Pb, 8 bis 12 Proc. Cu und 0.15—0.20 Proc. Ag; Schlacke mit 2—4 Proc. Pb, 0.2 bis 0.3 Proc. Cu und 0.025—0.05 Proc. Ag. — Schlackenarbeit: Verschmelzen der Erz- und Kupferarbeit-Schlacken mit rohem und geröstetem Bleistein, bleiischen Verschlägen, sonstigen Zwischenproducten und Abfällen (Raffinirkrätzen, Zinkrückständen, Speise von der Entzinkung, silberhaltiges Kupfer) und Kalkstein und Flussspath im Pilz'schen Ofen auf absetzbare Schlacke mit 30 bis 34 Proc. Si und 1—2.5 Proc. Pb und Kupferbleistein mit bis 25 Proc. Cu, welcher in Kilns von 3 M. Höhe und 1.5—3 M. Weite abgeröstet, im Pilz'schen Ofen mit gerösteten kiesigen Dürrerzen, reinen Kupfererzen, Bleischlacken und Bleisteinconcentrationsschlacken auf Spurstein mit 40 Proc. Cu verschmolzen, dieser in einem Flammofen scharf abgeröstet, um das Schwefeleisen möglichst vollständig in Eisenoxyd überzuführen, und im Flammofen mit Schwerspath und kieseligen und schwerspäthigen Dürrerzen concentrirt wird, wobei das Eisen von der Kieselsäure bis auf 0.2 Proc. verschlackt und das oxydirte Kupfer vom Schwerspath geschwefelt wird; Todtrösten des mindestens 70 Proc. Cu enthaltenden Concentrationssteines, Auflösen in verdünnter kochender Schwefelsäure, Zusatz des zurückbleibenden silber- und goldhaltigen Schlammes zum Bleierzschmelzen und Erzeugung von Kupfervitriol aus der Lauge.

Metallverluste bei sämmtlichen Processen nach Carnot an 1.11 Proc. Silber und 19.27 Proc. Blei, nach v. Beust resp. 1 und 15 Proc.

Analysen von neueren Hüttenproducten:

Bleierzschlacke.			Spurstein. a	b	c	Concentrationsstein.	
Kieselsäure	31.15	Kupfer	33—43	32.9	43.81	69—74	76.4
Eisenoxydul	41.31	Blei	14—17	15	22.87	3— 7	4.2

1) B. u. h. Ztg. 1869, S. 69, 135, 271; 1870, S. 320; 1871, S. 101, 244. Oest. Ztschr. 1869, No. 45. Engineering and Mining Journal, New-York 1871, Vol. 12 No. 3 u. f. Percy-Rammelsberg, Bleih. S. 204. Preuss. Ztschr. 19, 180.

Bleierzschlacke.		Spurstein. a	b	c	Concentrationsstein.	
Zinkoxyd . . .	7.85	Eisen . . .	16—20	19.5	8.44	0.2	0.14
Bleioxyd . . .	1.47	Zink . . .	—	—	1.76	—	—
Kalkerde . . .	6.45	Nickel . .	—	—	0.39	0.3	—
Baryterde . . .	3.58	Silber . .	0.20—0.80	0.25	—	0.30—0.40	0.29
Magnesia . . .	1.06	Antimon .	—	—	0.96	0.5 —1.0	—
Manganoxydul	2.10	Arsen . .	—	—	0.17		
Kupferoxydul	0.16	Schwefel .	21—24	23.8	20.0	14—19	14.05
Thonerde . . .	3.18						
Schwefel . . .	1.86						

c = 5(Fe, Zn, Ni) S + 3 Pb S + 9 Cu_2 S.

$3\dot{R}_2\ddot{S}i + \dot{R}\ddot{S}i =$
$3R_2SiO_4 + RSiO_3$.

Call. Call in der Eifel.[1]) Rösten von mehr oder weniger reinen Bleierzen mit über 52 Proc. Blei mit Kupfer, Antimon, Zink u. s. w. im Fortschaufelungsofen (S. 69), Schmelzen des Röstgutes in 6.28 M. hohen einförmigen und in einem fünfförmigen Stolberger Tiegelofen von 1.098 und 0.785 M. Weite und 5.65—6.28 M. Höhe, je 1 Form in den Seiten- und der Hinterwand, je 1 in den beiden hintern Ecken, sämmtlich nach dem Schlackenstich zu blasend; Beschickung 350 Erz, 100 Puddelschlacken, 50 Kalkstein, alte Bleischlacken; Ventilatorwind von 222 Mm. Wasserpressung; im 1förmigen Ofen in 24 St. 5000—5500 Kil. Erz mit 25 Proc. Cokes. Schlacke 36.27 Kieselsäure, 1.39 Bleioxyd, 59.29 Eisenoxydul, 1.40 Zinkoxyd, 0.73 Kalkerde, Sauerstoffverhältniss von Basen zur Säure 2 : 3; Werkblei zur Zinkentsilberung; Verschmelzen des Bleisteins mit gesaigertem Silber-Zinkschaum in etwas engern 5.65—6.28 M. hohen Oefen auf zu entsilberndes Werkblei und Kupferstein, welcher nach vorheriger Entsilberung durch Schmelzen mit bleihaltigen silberarmen Substanzen (Weissbleierz, Bleisulfat aus Kattunfabriken, Abfällen der Mennigebereitung) behufs Ausziehung des Kupfergehaltes versuchsweise chlorirend geröstet und auf Cementkupfer verarbeitet wird; Raffiniren des zinkhaltigen Armbleies bei niedriger Temperatur in Eisenkesseln unter Zusatz reinigender Substanzen und Verschmelzen des dabei erfolgenden Krätzes auf Hartblei mit 8—9 Proc. Antimon, welches nochmals raffinirt wird und der Abzug davon dann Hartblei mit bis 25 Proc. Antimon giebt.

Braubach. Braubach im Nassauischen.[2]) Schmelzen der gerösteten Erze (S. 69) mit in Kalk und Glätte eingebundenen Goldkrätzen in zwei 7förmigen Pilz'schen Oefen, unten 1.412, oben 1.883 M. weit und 5.648 M. hoch, Durchsetzen von 40000 Kil. Beschickung (10000 Kil. Erz und Krätz) in 24 St. bei 33 Mm. Quecksilberpressung und 9—10 Proc. Cokes; ein Ofen mit, der andere ohne Kühlring; Werkblei zur Zinkentsilberung, Raffination des zinkischen Armbleies im Flammofen mit 1.255 M. weitem und 0.628 M. tiefem Herd unter Polen, dann bei Zusatz von Glätte in Hellrothgluth; Rösten des Bleisteins im Flammofen, Verschmelzen desselben im Schachtofen mit quarzigen Kupfererzen auf Kupferstein mit 12 Proc. Kupfer, nochmaliges Schmelzen mit solchen Erzen auf Stein mit 35 Proc. Kupfer, Concentriren desselben im Flammofen mit Quarz und Schwerspath auf 70 Proc., Todtrösten des Steines, Mahlen, Extrahiren mit Salzsäure, Fällen von Cementkupfer und Raffiniren desselben; Gold und Silber enthaltender Rückstand vom Laugen zum Zinkschaumschmelzen.

Ems. Emser Hütte.[3]) Rösten von Zinkblende, Spatheisenstein, Kupferkies und Fahlerz enthaltendem Bleiglanz mit 50 Proc. Blei und 40—60 Grm. Silber in 100 Kil. Erz im Fortschaufelungsofen (S. 69), Schmelzen von 15000 Kil. Erz, 20000 Kil. Bleischlacken, 7500 Kil. Schweissofenschlacken, 1500 Kil. Kalk und 1250 Kil. bleiischen Producten in 24 St. mit 10 Proc. Cokes bei 13 Mm. Quecksilberpressung und 39 Mm. Düsendurchmesser im 12förmigen Raschetteofen von 2.823 M. Länge, 1.098 M. Breite und 4.393 M. Höhe, nach oben 0.471 M. auseinander gehend; die 2förmigen Vogl'schen Oefen von 4.86 M. Höhe, welche in 24 St. nur 6000 Kil. Beschickung mit 20—30 Proc. Cokes durchlassen, sollen durch einen Pilz'schen Ofen ersetzt werden. Die Kastenformen haben die S. 36 angegebene Einrichtung und ihr Rüssel liegt nicht in der Ebene der Ofenwände,

1) Oest. Ztschr. 1871, S. 411. 2) B. u. h. Ztg. 1865, S. 176, 186; 1869, S. 69. 3) Kerl, Met. 2, 231, 833. B. u. h. Ztg. 1864, S. 361 (Aufbereitung); 1865, S. 176; 1866, S. 12; 1869, S. 346. Chevallier, Expos. univers. de 1867 à Paris 5, 615.

sondern es bleibt noch 209 Mm. Mauerwerk zwischen diesem und dem Ofeninnern. Werkblei zur Zinkentsilberung, Raffination des zinkhaltigen Armbleies durch Wasserdampf, Rösten des Bleisteines mit 3—4 Proc. Kupfer und 8 Proc. Blei in Stadeln, Verschmelzen desselben auf Kupferstein mit 32 Proc. Kupfer, welcher verkauft wird. Schlacken sind Singulosilicate mit 27.5—29.5 Kieselsäure, 27 bis 32 Eisenoxyd und $^1/_2$ Proc. Blei.

Holzappel im Nassauischen.[1]) Erzbeschickung für eine Schicht: 750 Kil. Rost (S. 69) mit 58—60 Blei, 250 Kil. Schweissschlacke, 500 Kil. Bleischlacke, 125 Kil. Kalkstein nebst Treibherd, Ofenbruch und etwas metallisches Eisen; Schmelzen von 9000 Kil. gerösteter Erze in 24 St. in zweiförmigen 4.079 M. hohen, hinten 0.941—1.255 M. und vorn 0.785 M. weiten Tiegelöfen mit 12 Proc. Cokes (berechnet auf Beschickung excl. Bleischlacke und Ofenbruch); Werkblei zum mechanischen Pattinsoniren, Bleistein in kleinen Portionen zum Erzschmelzen, bis er zu kupferreich geworden.

Münsterbusch bei Stolberg. Verschmolz früher[2]) Erze von Commern und aus der Stolberger Gegend, verarbeitet zur Zeit neben Erzen aus Ramsbeck solche aus den verschiedensten Gegenden (Sardinien, Spanien u. s. w.), meist weniger rein als die früheren von Commern. Schmelzen der gerösteten Erze (S. 68) theils im Stolberger Tiegelofen mit 4 Formen in der Hinterwand mit 40—50 Proc. Eisenfrischschlacken, 8 Proc. Kalkstein und bis 20 Proc. Bleischlacke bei 22 Proc. Cokes, theils in einem 4förmigen Raschetteofen von 1.26 M. und 1.57 M. Tiefe unten bei einem Durchsetzquantum von 25000 Kil. geröstetem Erz in 24 St. mit 22 Proc. Cokes. Reine und unreine Erze werden getrennt verschmolzen; das reine Werkblei von ersteren kommt zum mechanischen Pattinsoniren, das unreine nach vorheriger Raffination mit Wasserdampf zur Entsilberung durch Zink. Den Nickel und Wismuth enthaltenden Bleistein verschmilzt man nach vorheriger Röstung in Stadeln mit gesaigerten Schlickern vom Einschmelzen des Werkbleies behuf des Pattinsonirens und der Zinkentsilberung; das erfolgende harte Blei geht, mit Dampf raffinirt, zur Zinkentsilberung und der Krätz vom Dampfen zur Hartbleientsilberung; der Kupferstein wird vorläufig angesammelt.

26. Beispiele für kupferfreie oder sehr kupferarme Erze. Man sucht durch eine möglichst sorgfältige Röstung, meist Sinter- oder Schlackenröstung (S. 97), einen Steinfall zu vermeiden und führt beim Schmelzen sich bildende geringe Mengen von Schwefelmetallen in die Schlacke (S. 55), welche dadurch allerdings metallreicher und specifisch schwerer werden kann. Bei unvollständigerer Röstung sich abscheidende geringe Steinmengen werden geröstet und beim Erzschmelzen zugeschlagen, bei grösserem Kupfergehalt aber auf Kupferstein weiter benutzt. Arbeitsverfahren.

Beispiele. Pribram.

Pribram. Aelteres Verfahren.[3]) Schwieriger Process wegen grossen Zinkblendegehaltes des mit eigentlichen Silbererzen brechenden Bleiglanzes. Staubrösten des silberreichen, Quarz, Spatheisenstein und viel Zinkblende enthaltenden Bleiglanzes mit 35—40 Pb und 0.280 Proc. Ag. im englischen (S. 66) und combinirten Muffel- und Flammofen (S. 66), Schmelzen in ein- und zweiförmigen Vogl'schen Oefen[4]), als Tiegelöfen (S. 31, 36) zugemacht, von 3.3 M. Höhe über der Form, 0.94 M. tief, an der Formwand 0.68, an der Brustwand 0.63 M. breit, und zwar 100 Erz mit 8 Krätz, 2 reicher Glätte, 2 Abstrich, 8 Herd, 6—8 Roheisen und 36—48 Eisenfrischschlacken auf Werkblei und Schlacke[5]) mit 85 Proc. Singulosilicat, 3.6 Proc. neutralem Phosphat, 0.7 Proc. Eisenoxyduloxyd, 9.6 Proc. Schwefelmetallen und 0.3 Speisesubstanz (S. 56); Campagnendauer 18—24 Tage. Der hohe Eisenverbrauch erklärt sich aus dem bedeutenden Zinkgehalt (10 Proc. Schwefelzink und mehr) des Erzes (S. 47), indem derselbe zur Zerlegung der geringen Menge unzersetzt bleibenden Schwefelbleies (4—5 Proc.) nicht erforderlich, desgleichen der Silbergehalt von 0.008—0.01 Proc. aus dem hohen Schwefelgehalt (bis 3—4 Proc. und mehr) der Schlacke (S. 55). Ein Auslaugen von Zinksulfat aus

1) Kerl. Met. 2, 208, 830. B. u. h. Ztg. 1865, S. 176; 1866, S. 229. Chevallier c. l. 5, 616. 2) Kerl, Met. 2, 228. B. u. h. Ztg. 1868, S. 172; 1870. S. 379. Chevallier c. l. 5, 616. 3) Kerl, Met. 2, 185. Percy, Lead p. 399. B. u. h. Ztg. 1867, S. 379; 1869, S. 345. 4) Rittinger's Erfahr. 1863, S. 37. 5) B. u. h. Ztg. 1864, S. 315; 1869, S. 426.

dem gerösteten Erz ging zu langsam von Statten.[1]) Ein Nickel- und Kobaltgehalt der Erze (S. 44) geht in fast sämmtliche Schmelzproducte über, namentlich in Speise.[2]) Durch theilweise Ersetzung der Eisenfrischschlacken durch gerösteten Bleistein von der Niederschlagsarbeit (S. 54) sind wesentliche Vortheile erzielt.[3]) Zur Verbesserung des Processes empfiehlt Gruner[4]) vollständigere Röstung, Zuschlag von eisenoxydhaltigen Stoffen und Kalk bei zusammengezogenem Schmelzraum, wo dann auch der Eisenzuschlag entbehrlich und durch schnelleres Schmelzen das Zinkoxyd in die Schlacke geführt wird, sowie Anbringung eines Gasfanges. —

Analysen von älteren Producten:

	Geröstetes Erz.	Erzschlacke.	Neuere Schlacke.
Bleioxyd	25.61	2.38	0.48
Zinkoxyd	22.62	7.25	4.07
Eisenoxyd	10.31	—	—
Eisenoxydul	5.13	47.60	28.37
Kupferoxyd	—	0.31	Spr.
Nickeloxyd	—	0.17	—
Antimonsäure	1.50	—	—
Manganoxydul	—	—	2.51
Silber	0.13	—	—
Kalkerde	0.78	3.35	14.70
Magnesia	0.23	0.76	1.11
Thonerde	7.15	5.00	7.81
Kieselsäure	21.43	28.10	37.50
Alkalien	—	—	Spr.
Phosphorsäure	—	2.52	2.11
Schwefel	3.85	2.71	0.92.

Die 3.85 Proc. Schwefel im Röstgut entsprechen etwa 10 Proc. Zinkblende und 4 Proc. Bleiglanz; die Phosphorsäure in der Schlacke rührt von den Eisenfrischschlacken her; die Schlacke ist im Wesentlichen Singulosilicat.

	Bleistein. a	b
Blei	9.38	10.37
Eisen	63.10	62.78
Zink	1.53	
Kupfer	0.77	2.56
Nickel	0.39	
Antimon	1.11	2.67
Arsen	0.29	—
Silber	0.10	0.06
Schwefel	21.86	21.81

a = $RS + 6Fe_2S$
b = $RS + 11Fe_2S$.

Neueres Verfahren[5]): Rösten im Fortschaufelungsofen, Schmelzen im Pilz'schen Ofen bei verstärkter Windpressung, geringem Frischschlacken- und Roheisenzuschlag unter Ersetzung des letzteren durch gerösteten Bleistein, eisenreiche Bleischlacken und Kalkstein bei grösserer Production, grösserem Ausbringen und vermindertem Brennstoffverbrauch; Rösten des Bleisteins in Kilns und Wellner'schen Stadeln, Entzinkung der gerösteten Erze durch Schmelzen mit Cokespulver (S. 56). In 1864 betrug der Silberverlust 11.47 Proc., der Bleiverlust 31.36 Proc., in 1869 resp. 2.612 und 24.78 Proc.

Mechernich. Mechernich[6]) bei Commern in der Eifel. Verschmelzen der in Sandstein vorkommenden, von 2 Proc. auf 57—60 Proc. Bleigehalt angereicherten und gerösteten reinen Erze (S.) mit gerösteten Erzen von Zeche Perm bei 60—65 Proc. Durchschnittsgehalt der Erzgattirung; Beschickung 3500 Kil. Röstgut, 600 Kil. Ofenbrüche, 800 Kil. Krätzen (Abfälle von der Zinkentsilberung), 1000 Kil. alte Letten (Schlamm) mit 18—23 Proc. Blei, 2400 Kil. Eisenfrischschlacken und 2300 Kil. Kalkstein, auch wohl 4—8 Proc. Roheisen bei viel unzersetztem Blei-

---

1) B. u. h. Ztg. 1864, S. 104. 2) B. u. h. Ztg. 1864, S. 315; 1867, S. 419; 1868, S. 123; 1869, S. 426. 3) Oest. Ztschr. 1867, No. 80. B. u. h. Ztg. 1868, S. 399. 4) B. u. h. Ztg. 1868, S. 346. 5) B. u. h. Ztg. 1870, S. 414; 1871, S. 71. 6) Kerl, Met. 2, 224. Percy-Rammelsberg, Bleih. S. 240. B. u. h. Ztg. 1870, S. 379. Oest. Ztschr. 1871, S. 411. Preuss. Ztschr. 10, 257.

glanz; Weissbleierz mit 50—52 Proc. Blei kommt uneingebunden zum Schmelzen; Schmelzen in 4förmigen Oefen von 1.569 M. Weite, 1.255 M. Tiefe und 5.02 M. Höhe, in den Seitenwänden je eine 0.941 M. lange Wasserform (S. 35), die beiden anderen in den hintern Ecken, sämmtlich auf den Schlackenstich zublasend; Werkblei mit 0.02 Proc. Silber zur Zinkentsilberung, das zinkhaltige Armblei zur Raffination durch Wasserdampf; wiederholtes Rösten des Bleisteins in Stadeln und Verschmelzen von 9000 Kil. mit 1600 Kil Eisenfrischschlacken und 1600 Kil. Kalkstein bei 1000 Kil. Cokes auf Kupferstein mit etwa 1 Proc. Kupfer und 2 Proc. Blei, welcher aufbewahrt wird, während man das dabei gewonnene Blei zur Schrotfabrikation benutzt; Blei für Bleiweissfabrikanten darf nicht über 0.02 Proc. Unreinigkeiten enthalten (z. B. nicht über 0.0007 Proc. Silber, 0.005 Proc. Antimon u. s. w.). Eine Beschickung von 100 Röstgut, 50 Puddelschlacke, 48 Kalk, 4½—5 Proc. Eisen gab Schlacke mit 38.20 Kieselsäure, 1.50 Kupfer und Blei, 28.71 Eisenoxydul, 19.36 Kalkerde, 0.79 Magnesia, 11.44 Thonerde. Schlacke oft nach der Form des Augites krystallisirt, indem die Kalkerde durch Zinkoxyd vertreten ist. Rauch vom Rösten enthält 48 Proc Blei und 182 Grm. Silber per 1000 Kil., vom Hohofen resp. 61 und 32, von der Armbleientzinkung resp. 17 und Spr., von der Reichbleientzinkung resp. 23 und 1000, vom Treibofen resp. 37 und 1615.

In der Mühlengasse[1]) bei Commern (Concession Peterhaide, Griesberg, Pirath und Jung) wird ein ähnlicher Process ausgeführt, nur ist das Rösten wegen Vorhandenseins von Weissbleierz kürzer und der Röstofen ist weniger lang. Man verarbeitet neben sandigem Bleiglanz bleihaltigen Kalkstein. Das antimonarme Werkblei wird durch Zink entsilbert und das Armblei im Flammofen raffinirt.

Ramsbeck in Westphalen. Verschmelzen der in langen Fortschaufelungsöfen gerösteten Erze in runden 4förmigen Tiegelöfen von 6.276 M. Höhe, 1.883 M. Durchmesser an der Gicht und 0.941 und 1 569 M. Weite im elliptischen Herdnegel: Beschickung: 100 geröstetes Erz, 48 Kalk (bei blendehaltigen Erzen weniger), 50 Puddelschlacken, 2 Eisen; Durchsetzquantum in 24 St. 17500 Kil. ohne Zuschläge, Chargiren mit Cokes in horizontalen Lagen, Steinfall 2 Proc.

Tarnowitz.[2]) Sintern armer eisen- und zinkhaltiger Schliege mit nicht über 40 Proc. Blei im Fortschaufelungsofen (S. 96) und Verschmelzen derselben Tarnowitz.

Fig. 61.

Fig. 62.

a Sockel (Gusseisenring) mit ausgespartem Gestübbeherd b von 0.9 M. Tiefe und 1.9 M. Durchmesser. c Stich. d Kranz von feuerfesten Steinen, auf welchen sich die mit Rinnen m versehene eiserne cylindrische Wand p, 0.8 M. hoch und 1.15—1.20 M. weit erhebt. n feuerfeste Pfeiler zwischen den Eisenplatten p, zur Aufnahme der Formen und des Schlackenloches r. o Wasserrohr für die Rinnen m, aus denen das überfliessende Wasser in die Rinne s gelangt. q q Rand zur Stütze der feuerfesten Steine des oberen Ofentheiles. t Chargirtrichter mit Deckel e und Zugehörnstein f. g Rohr zum Ableiten des Flugstaubes und der Gase durch die mit Schieber h versehene Röhre o in die Condensationskammern x und y.

1) Kerl, Met. 2, 225. 2) Preuss. Ztschr. 19, 158.

mit Rückständen von der Flammofenniederschlagsarbeit (S. 22) in 3förmigen nach oben sich erweiternden Oefen, wie zu Clausthaler Hütte (S. 52), mit Cokes und Chargiren in horizontalen Lagen bei folgender Beschickung: 100 Rückstände, 50 gesinterte Schliege, 20 reiche Glätte, 10 Treibherd, 3 Eisen, 55 Eisenfrischschlacke, 5 Kalkstein, 40 Bleischlacke. Während bei jetzigem Betriebe mit Cokes aller Stein in die Schlacke mit 0.5—0.78 Proc. Pb geht, so erfolgte bei der früheren Arbeit[1]) mit rohen Steinkohlen (S. 40) in prismatischen 5.492 M. hohen Spurofen mit geschlossener Brust ein beträchtlicher Steinfall.

Pise. Pise.[2]) Sinterrösten von quarzigem und kiesigem Bleiglanz mit 40 Proc. Pb (S. 69), Schmelzen in einem zweiförmigen Tiegelofen (S. 35) mit theilweise eisernen, durch Wasser gekühlten Wänden von 3.25 M. Höhe, mit Chargirtrichter (Fig. 61. 62; s. vor. S.); Chargiren der Beschickung (20—25 Proc. Kalk, 3—4 Proc. reicher Eisenstein, 2—3 Proc. Roheisen) halbmondförmig an die Wände über der Form, während das Brennmaterial in die Mitte und an die Brustseite kommt; Durchsetzquantum bei 30—40 Mm. Pressung in 24 St. 8000—10000 Kil. geröstetes Erz mit 25 Proc. Cokes, dagegen nur 22 Proc. bei Steigerung der Roheisenmenge von 3 auf 7 Proc. Schlacke: 30 $\dot{S}i$, 40 $\dot{F}e$, 20 $\dot{C}a$, $\dot{A}l$ und $\dot{M}g$ 5—6, $\dot{P}b$ 2—3; Schwefelgehalt darf nur bis 1 Proc., Silbergehalt bis 1 Grm. in 100 Kil. steigen.

Pontgibaud u. s. w. Hierher gehören unter anderen noch die Processe von Pontgibaud[3]), Vialas[4]) und Biache St. Waast.[5])

II. Abtheilung

Oxydirte Erze und Producte.

27. Allgemeines. Es gehören hierher:

Bleierze. 1) Bleierze, als Weissbleierz (Bleierde), Bleivitriol (auch künstliches Sulfat) und Bleiphosphat (Grün- und Braunbleierz), welche seltener für sich, als gemeinschaftlich mit Bleiglanz verhüttet werden.

Hüttenproducte. Abzug. 2) Producte vom Abtreiben, als Glätte, Abstrich, bleiischer Herd, letzterer selten für sich verarbeitet, als bei Bleiarbeiten als Zuschlag gegeben, während erstere häufig in denselben Apparaten zur Zugutemachung kommen, welche für die Erze dienen.

3) Bleirauch, Oxyde, Carbonate und Sulfate, wird meist beim Erzschmelzen zugeschlagen; Rückstände aus Bleiflammöfen zum Schmelzen mit geeigneten Zuschlägen in Flamm-, Schacht- und Herdöfen.

4) Schlacken, seltener für sich verschmolzen, als bei anderen Processen zugeschlagen.

---

1) Preuss. Ztschr. 14, 234. 2) B. u. h. Ztg. 1869, S. 284. 3) Kerl, Met. 2, 216. B. u. h. Ztg. 1865, S. 296. Chevallier c. l. 5, 606. 4) Kerl, Met. 2, 219. B. u. h. Ztg. 1864, S. 357. Chevallier c. l. 5, 609. 5) B. u. h. Ztg. 1869, S. 345. Muspratt, techn. Chem. 1, 962. Chevallier c. l. 5, 605.

1. Abschnitt.

Oxydirte Bleierze.

Zugutemachungsmethoden.

28. Weissbleierz. Dasselbe wird nur auf trocknem Wege zugutegemacht, da der empfohlene nasse Weg[1]) (Behandlung mit Salzsäure, Auslaugen des gebildeten Chorbleies, Zersetzung desselben mit Zink oder Kalk, Schmelzen des Präcipitates u. s. w.) sich nicht bewährt zu haben scheint; desgleichen nicht die Chlorirung durch Salzsäure oder Chloride und Versetzung mit Kalk oder Schwefelung des Bleicarbonates durch Schwefelalkali und die Abscheidung des Bleioxydhydrates und Schwefelbleies durch Aufbereitung von den Erden. Auch für zinkblendehaltigen Bleiglanz ist eine Behandlung mit Salzsäure von Spence[2]) vorgeschlagen.

Die Zugutemachung des Weissbleierzes kann geschehen:

1) durch gemeinschaftliche Verarbeitung mit Bleiglanz. Man nimmt entweder auf das Weissbleierz keine besondere Rücksicht (Holzappel, Russberg) oder fügt dasselbe bei einem Processe hinzu, um eine bestimmte meist günstige Wirkung zu erzielen.

In Stolberg und Commern beim Schlackenrösten des Bleiglanzes hinzugefügt, beschleunigt dasselbe unter Ersparung von Brennmaterial und Arbeitslöhnen die Operation und kürzt in Tarnowitz (S. 18) die Röstperiode beim Flammofenprocess wesentlich ab.

Separates Schmelzen.

2) Durch Verarbeitung für sich. Diese kann geschehen:

a) in Flammöfen mit geneigtem Herd (S. 9) oder Sumpf (S. 9) bei reicheren Erzen, indem man dieselben mit 7—8 Proc. Holzkohlen- oder Cokesklein oder behuf rascher Reduction mit 12 bis 14 Proc. magerer Steinkohle oder Braunkohle gemengt, auf dem Herd ausbreitet, bei reducirender, rauchender Flamme unter öfterem Wenden erhitzt, zuletzt die Masse vor der Feuerbrücke zum Fritten bringt und die ausgezogenen Rückstände mit eisenhaltigen Zuschlägen und andern bleiischen Producten im Schachtofen durchsetzt. Fremde Beimengungen können auf die Reduction und Frittung förderlich oder störend einwirken.

b) Im Schachtofen. Aermere Erze in Stückform und Schliege nach vorherigem Einbinden werden unter Zuschlag eisenhaltiger Substanzen (bei viel Quarz auch von Schwerspath und Seesalz in Spanien) zur Bildung einer leichtflüssigen Schlacke in niedrigen mehrförmigen Sumpf- oder Tiegelöfen in hoher, durch entsprechende Windpressung hervorzubringender Temperatur vor der Form niedergeschmolzen, damit dieselben nicht zu lange dem reducirenden, Bleiverflüchtigung begünstigenden Einfluss heisser reducirender Gase ausgesetzt sind und dann rasch schmelzen (Spanien). Die trotzdem eintretende bedeutende Metallverflüchtigung macht geräumige Condensationsvorrichtungen erforderlich. Bei Anwesenheit strengflüssiger

1) B. u. h. Ztg. 1863, S. 380. Gen. industr. 1860, Mai, p. 271. 2) B. u. h. Ztg. 1871, S. 248.

Erden (Quarz, Kalk) bedarfs höherer Schmelztemperaturen und das Metallausbringen vermindert sich (Altai). Bei einem gewissen Grade der Strengflüssigkeit lassen sich die Erze noch im Zugschachtofen (Spanien) verschmelzen.

Beispiele.

Spanien. Spanien.[1]) Verschmelzen eines Gemenges von Bleicarbonat, Sulfat und Bleiglanz in 1—3förmigen 0.85—1.3 M. hohen castillianischen Oefen oder Pavas (Fig. 27. 28), in runden zweiförmigen Tiegelöfen (von Escombreras) von 1.68 M. Höhe, runden dreiförmigen Tiegelöfen (von Roma) von 1.65—1.70 M. Höhe und in Zugschachtöfen[2]) oder Pavos (Fig. 29) von 1.7 M. Höhe je nach der Reichhaltigkeit (9—40 Proc. Blei) und Strengflüssigkeit der Erze mit Zuschlägen von Eisenerz, falls nicht genug Spatheisenstein darin vorhanden.

Altai. Altai.[3]) Verschmelzen kieseliger und schwerspathreicher Erze mit 8 bis 20 Proc. Blei mit Kalkstein, Seesalz und Roharbeitsschlacken in 3.77 M. hohen Sumpföfen unter grossen Metallverlusten.

Nevada. Montezumawerk in Westnevada.[4]) Ein aus 51.94 Antimonoxyd, 40.89 Bleioxyd, 0.33 Silber, 0.60 Eisenoxyd, 1.66 Unlösl. und 4.58 Wasser bestehendes Erz wird in einem hohen dreiförmigen Sumpfofen (Montezumaofen) mit Schlacken, seltener Kalk, und Glätte auf antimonreiches Werkblei verschmolzen, dieses im Flammofen mit Eisenpfanne durch Oxydation von Antimon befreit und auf dem englischen Treibofen abgetrieben.

Münsterbusch. Münsterbusch bei Stolberg.[5]) Einbinden von Erz mit gepochten Eisenfrischschlacken und gebranntem Kalk und Verschmelzen der getrockneten Batzen wie Bleiglanz (S. 81).

Zugutemachungsmethoden.

29. Bleisulfat. Je nach lokalen Verhältnissen hat man verschiedene Methoden der Zugutemachung in Flamm- und Schachtöfen sowohl für das natürliche (Bleivitriol), als das aus Kattunfabriken stammende künstliche Sulfat, welche theilweise auf nachstehendem Verhalten desselben beruhen:

Reactionen.

Das Bleisulfat erweicht erst in starker Glühhitze, schmilzt dann und verraucht bei Weissglühhitze unter Entlassung von schwefliger Säure und Entstehung eines basischen Salzes. — Beim langsamen Erhitzen mit überschüssiger Kohle[6]) (a), bei Mangel an Kohle (b) und bei stärkerer, Kirschrothglühhitze, finden je nach der Menge der Kohle (c und d) nachstehende Reactionen statt:

a) $\dot{Pb}\,\tilde{S} + 2C = PbS + 2\ddot{C}$ oder $PbSO_4 + 2C = PbS + 2CO_2$.

b) $2\dot{Pb}\tilde{S} + 2C = \dot{Pb}\tilde{S} + PbS + 2\ddot{C}$ oder $2PbSO_4 + 2C = PbSO_4 + PbS + 2CO_2$.

c) $\dot{Pb}\,\ddot{S} + PbS = 2\dot{Pb} + 2\ddot{S}$ oder $PbSO_4 + PbS = 2Pb + 2SO_2$.

d) $3\dot{Pb}\,\tilde{S} + \dot{Pb}S = 4PbO + 4\ddot{S}$ oder $3PbSO_4 + PbS = 4PbO + 4SO_2$.

Wasserstoffgas giebt noch vor dem Glühen mit dem Salze Wasser und schweflige Säure und das zurückbleibende Gemenge von Blei und Schwefelblei bei steigender Temperatur unter Schwefelwasserstoffentwicklung metallisches Blei. Kohlenoxydgas giebt in stärkerer Hitze Blei, Schwefelblei und Bleioxyd in wechselnden Mengen je nach Temperatur und Masse. — Eisen zerlegt das Salz unter Bildung einer schlackigen dunkeln Masse, welche eine Ansammlung des Bleies nicht zulässt. — Cyankalium reducirt daraus leicht alles Blei. — Kohlensaurer Kalk und kohlensaure Alkalien setzen sich damit in der Glühhitze zu Bleioxyd und Kalksulfat um. Kieselsäure und Thonerdesilicate erzeugen unter Entweichen von schwefliger Säure Bleisilicat. Mit Bleioxyd, Chlorblei oder Fluorcalcium kommt das Sulfat bald in dünnen Fluss; mit Chloralkalien entsteht Alkalisulfat unter Verflüchtigung von Chlorblei. Mit einer Lösung von Chlor-, Brom- und Jodalkalien oder salpetersauren Alkalien angefeuchtet und Zink

1) Kerl, Met. 2, 240. B. u. h. Ztg. 1862, S. 54; 1863, S. 89. Berggeist 1862, S. 414; 1863, S. 42. 2) B. u. h. Ztg. 1862, S. 63; 1863, S. 20. 3) Kerl, Met. 2, 238. v. Cotta, der Altai 1871. 4) Hague u. Kings Mining Industrie, Washington 1871, p. 301. 5) Kerl, Met. 2, 240. 6) Erdm. J. f. pr. Ch. 11, 65.

oder Eisen damit in Berührung gebracht, z. B. auf eine Platte derselben aufgestrichen, giebt metallisches Blei. Wasser statt jener Salze angewandt, lässt diese Reaction nicht zu.

Folgende Darstellungsmethoden sind in Anwendung: Flammofenbetrieb.

1) In Flammöfen für reichere Substanzen und zwar

a) durch Zusatz zum Bleiglanz beim Flammofenprocess, wo dann die Röstperiode (S. 4) abgekürzt wird oder ganz wegfällt (Poullaouen.[1])

b) Durch Erhitzen mit Kohle im Kärnthner Flammofen[2]), um einen Theil Sulfat in Schwefelmetall zu verwandeln, welches bei gesteigerter Temperatur sich mit dem rückständigen Sulfat in Blei und schweflige Säure umsetzt (Kärnthner Process S. 10).

c) Durch Verschmelzen mit eisenhaltigen Zuschlägen und Kohle (Bagilt) oder nach Schnedermann[3]) mit 67 Proc. kohlensaurem Kalk, 37 Proc. Flussspath und 12—16 Proc. Kohle, wobei unter Bildung von Kalksulfat und Fluorcalcium fast alles Blei abgegeben wird.

Beispiele. Bagilt in Flintshire.[4]) Schmelzen von australischen Bleierzen mit 57.5 Proc. Bleisulfat, Eisensulfat, Kieselsäure u. s. w. Bei 38 Proc. Gehalt an Blei und 0.96 Proc. Silber und etwas Gold werden in Posten von 1275 Kil. Erz, 76.5 Kil. Kohlenklein, 38 Kil. Roheisen, letzteres vor die Stichöffnung gelegt, und 51 Kil. Schwefelkiesabbränden im Flammofen (Flowing furnace, S. 23) in 8 Stunden auf treibwürdiges Werkblei mit 0.398 Proc. Silber, 38 Kil. Stein mit 13.5 Blei und 5 Kupfer, sowie Schlacke mit 2 Proc. Blei verschmolzen; Rösten des behuf Vermeidung des Sinterns mit Kalk gemengten Steines, Verschmelzen desselben mit Kohlenklein auf Werkblei, Schlacke und Stein, welch letzterer nach abermaliger Wiederholung der Operationen als Kupferstein verkauft wird. Bagilt.

Rivot und Phillips' Verfahren.[5]) Verwandlung des Sulfats im Röstofen unter Zuschlag von 20 Proc. Quarzsand und $1^1/_2$ Proc. Kohlenstaub in Bleisilicat und etwas Blei, Zusatz von 15 Proc. Eisen zur Abscheidung von Blei und eisensilicathaltigen Schlacken, Verschmelzung der letzteren im Schachtofen; Kohle und Kalk statt Eisens geben reineres Blei im Flammofen bei stärkerer Bleiverflüchtigung, auch kann das Bleisilicat durch Schwefelkies zersetzt werden unter Bildung von Blei, kieselsaurem Eisenoxydul und schwefliger Säure. Französ. Verfahren.

2) In Schachtöfen. Fritten des Erzes unter Zuschlag von Quarz im Flammofen und Schmelzen mit eisenhaltigen Substanzen (Eisenfrischschlacken, gerösteten Eisenerzen) und Bleischlacken in Schachtöfen, deren Höhe sich hauptsächlich nach dem Grade der Verschlackung richtet (mittägiges Frankreich).[6]) Schachtofenschmelzen.

Man bindet wohl Gold- und Silberkrätzen mit schwefelsaurem Bleioxyd und Eisenbohrspänen ein und verschmilzt die Masse in Schachtöfen, desgleichen im Flammofen zum Sintern gebrachten oder mit Kalk eingebundenen Bleirauch (S. 8). Verarbeitung von Gold- und Silberkrätzen.

30. Bleiphosphat (Grün- und Braunbleierz). Dasselbe ist nur selten Gegenstand der metallurgischen Behandlung, welcher hauptsächlich das Verhalten zum Grunde liegt, dass sich das Phosphat in der Glühhitze durch Kohle vollständig zu Blei reducirt, desgleichen leicht durch Eisen oder ein Gemenge von Eisenoxyd und Kohle, sowie im Kleinen durch schwarzen Fluss.

---

1) B. u. h. Ztg. 1854, S. 229. 2) Bgwfrd. 15, 649. 3) Percy-Rammelsberg, Bleih. S. 298. Rev. univers. 1871, Bd. 29, p. 135. 4) Liebig's Jahresber. 1860, S. 693. 5) Kerl, Met. 2, 246. 6) Ebend. 2, 248.

Beispiel. Alport.

Alport[1]) in Derbyshire. Verschmelzen eines Gemenges von 17 Proc. Bleiphosphat und 29 Proc. Bleicarbonat mit alten Bleischlacken und Schlacken aus dem Schlackenherd, wobei das Phosphat neben Carbonat durch Kohle bei hinreichender Temperatur reducirt wird. Chlorblei wird durch Eisen und Kalk wegen seiner Flüchtigkeit nur unvollständig zerlegt.

---

2. Abschnitt.

Oxydirte Hüttenproducte.

Glättesorten.

31. Bleiglätte. Bleioxyd, zuweilen mit geringen Mengen Kupfer-, Silber- und Eisenoxyd, Schwefelsäure, arsen- und antimonsaurem Bleioxyd und eingemengtem metallischen Blei.[2]) Die erste und letzte Glätte vom Abtreiben geht resp. wegen Unreinheit und grösseren Silbergehaltes unter dem Namen Vorschläge in die Schmelzarbeiten zurück. Die letzten silberreichen Glätten sind zuweilen wismuthreich. Die rothe oder Goldglätte[3]) ist verkäuflich und wegen pulverförmigen Zustandes weniger zur Reduction durch Kohle (Glättefrischen) geeignet, zu welcher meist nur die in Stücken vorhandene Frisch- oder Silberglätte[4]) benutzt wird.

In China[5]) hat man als Reductionsmittel für Glätte Schwefel angewandt.

Beschränkung des Glättefrischens.

Diejenigen Hütten, welche beim Abtreiben des Werkbleies reine Glätte erhalten und für dieselben einen Absatz haben (Tarnowitz, Ems), sind gegen solche, welche unreinere Glätte verfrischen müssen (Freiberg, Unterharz), im Vortheil, weil bei höherem Silberausbringen die Glätte gewöhnlich einen höheren Handelswerth hat, als Blei.

Seit Einführung des Pattinson'schen und Zinkprocesses zur Anreicherung des Silbers im Werkblei und Zink hat die Darstellung von Frischblei sehr abgenommen, welches unter sonst gleichen Umständen unreiner, namentlich antimon- und kupferhaltiger als das aus jenen Processen hervorgegangene Blei ist. So enthält z. B. das Oberharzer mit Wasserdampf raffinirte Blei[6]) vom Zinkprocess etwa nur noch $^1/_{42}$ von dem Kupfergehalt des Frischbleies und $^1/_{16}$ von demjenigen des Pattinsonbleies, sowie resp. $^1/_{24}$ und $^1/_2$ von Antimongehalt desselben. Je höher die Temperatur beim Frischen, um so mehr reduciren sich auch die fremden Bestandtheile. Das erfolgende Blei ist entweder gleich Handelswaare oder wird zuvor noch raffinirt.

Frischmethoden.

Zum Glättefrischen dienen:

Flammofenarbeit.

1) Flammöfen. Während dieselben früher nur auf Werken in Anwendung kamen, welche Flammofenarbeit für Bleiglanz hatten, so sind sie jetzt auch anderwärts üblich, weil sie im Vergleich zu Schachtöfen die Herstellung eines reineren Bleies bei niedrigerer Temperatur und bequemerer Arbeit gestatten, weniger Brennmaterialaufwand und Arbeitslöhne erfordern und ein grösseres Ausbringen wegen minderer Bleiverflüchtigung und Verschlackung geben. Es gelangt nämlich im Schachtofen leicht Glätte mechanisch in die Schlacke, und letztere bedarf dann, um ihr ihren 50—60procentigen Bleigehalt zu entziehen, wiederholter Umschmelzungen. Billige rohe Brenn-

---

1) Percy, Lead, p. 433. Rev. univers. 1871, Bd. 29, p. 138. 2) Dingl. 194, 84. 3) Kerl, Met. 1, 730. 4) Analysen: Kerl, Met. 1, 774. B. u. h. Ztg. 1864, S. 316, 321; 1865, S. 436; 1867, S. 419; 1868, S. 284. 5) B. u. h. Ztg. 1871, S. 248. 6) B. u. h. Z. 1871, S. 144.

materialien reden noch besonders für den Flammofenbetrieb; als solche dienen Steinkohlen, Braunkohlen und Holz.

Zur Reduction der Glätte dienen entweder Flammöfen mit geneigtem Herde (S. 9) und eiserner, in einen zu befeuernden Eisenkessel mündender Ausflussrinne an der kurzen (Holzappel) oder langen Seite (England), oder solche mit einem Sumpfe (S. 9) unter dem Fuchse, aus welchem das Blei abgestochen wird (Deebank). In ersterem Falle ist wohl am Anfang der Rinne ein Gestübbedamm mit Stichöffnung eingesetzt, vor welchem sich die Schlacke ansammelt, während das Blei bei geöffnetem Stich continuirlich abfliesst oder periodisch bei geschlossenem Stich abgestochen wird (England). Auch wendet man zum Glättefrischen Treiböfen, jedoch ohne Zuführung von Gebläseluft, an (Pribram). Es empfiehlt sich weniger, die Glätte feinzertheilt mit dem Reductionsmittel innig zu mengen, als beide in Stücken und in abwechselnden Lagen in den Ofen zu bringen. Flammofen.

Die Arbeit wird in folgender Weise ausgeführt: Ausbreiten einer etwa 50 Mm. hohen Lage von Kohlenklein oder magerer Steinkohle auf der Herdsohle, darüber eine 50—80 Mm. starke Glättelage (keine innige Mengung von Kohle und Glätte), dann wieder so lange Kohle und Glätte, bis der Herd hinreichend gefüllt ist; anfangs schwaches Feuern mit reducirender Flamme bis zur dunkeln Rothgluth, damit die Glätte allmählich ohne merkliche Bleiverdampfung schmilzt (bei raschem und starkem Feuer schmilzt sie zu Klumpen, die eines Aufrührens bedürfen), öfteres Aufrühren der Masse mit Holzstab oder eiserner Stange, bis kein Blei mehr erfolgt; Ausziehen der Rückstände und Verschmelzen derselben mit anderen bleiischen Producten oder für sich auf Hartblei im Herd-, Schacht- oder Flammofen mit Kohlen und Flussmittel. Die Abzüge von dem flüssigen Blei in Sammelkessel oder in den Formen (Bleidreck, Frischkrätze) wird zum Absaigern nochmals in den Flammofen zurückgegeben, desgleichen auch die beim Pattinsoniren des Bleies von dessen Oberfläche abgenommenen Krätzen oder Kesselabstriche (metallisches Blei mit Oxyden von Antimon, Zink, Kupfer, Eisen u. s. w.). Das Blei vom Durchmengen der Rückstände in der letzten Periode bei höherer Temperatur ist unreiner, als das früher erfolgte. Arbeitsverfahren.

England.[1]) Geneigter Ofenherd von 3.5 M. Länge und 2.3 M. Breite; Charge von 3045 Kil. $4^1/_2$ St. erhitzt; in 24 St. 12180 Kil. mit 1421 K. Steinkohlen bei 89—90 Proc. Ausbringen, 3 Proc. Schlacken mit 45—50 Proc. Pb. Beispiele.

Pribram.[2]) Treibofen, Einsatz 3920 Kil., Zeitdauer 10 St., fast vollständiges Ausbringen.

Holzappel.[3]) Herd des Kärnthner Ofens von 4.08 M. Länge und 2.51 M. Breite, 5000—6000 Kil. Glätte zwischen 2 Lagen Steinkohlen reducirt, Rückstand (Frischkrätze) mit Eisenschlacken, Bleischlacken, quarzigen Bleierzen im Schachtofen auf Hartblei verschmolzen, dieses im Treibofen verblasen und Abstrich zu Hartblei benutzt. Bleiverlust beim Glättfrischen 2.26 Proc., beim Krätzfrischen 5.91 Proc.

Ems[4]), wie Holzappel.

Poullaouen.[5]) Production von 5000 Kil. Glätte in 12 St. im französischen

---

1) Kerl, Met. 2, 251. Percy-Rammelsberg, Bleih. p. 301. 2) B. u. h. Z. 1869, S. 40. 3) Kerl, Met. 2, 253, 835. 4) Kerl, Met. 2, 254, 836. 5) B. u. h. Ztg. 1859, S. 361.

Flammofen (S. 21) bei 80 Proc. Bleiausbringen; Rückstände zu den Erz-Flammofenrückständen.

Bottino.[1]) 1500 Kil. Glätte mit 1000 Kil. Holzkohlenklein gemengt, während 8 St. mit Lignit erhitzt; Ausbringen 89 Proc. Blei von der Glätte. Zusatz von Aetzkalk beim Abstrichfrischen in höherer Temperatur.

Schachtofenbetrieb.

2) Schachtöfen. Diese können sich unterscheiden

Zumachen der Oefen.

a) hinsichtlich des Zumachens. Zur möglichsten Verminderung des Bleiverlustes und behuf kräftigerer Reduction wurden früher meist Spuröfen mit verdecktem Auge (Fig. 33. 34) angewandt (Tarnowitz, Oberharz, Unterharz), doch ist man wegen schwierigerer Zustellung derselben meist zu Sumpföfen (Fig. 22. 23) übergegangen (Freiberg, Oberharz). Auch kommen Tiegelöfen (Fig. 27. 28) vor (Pribram).

Ofendimensionen.

b) Hinsichtlich der Höhe. Poröse Stücke und pulverförmige Glätte geben in niedrigeren Oefen geringere Verluste durch Verflüchtigung, als in höheren, welche letzteren, für dichte Stückglätte anwendbarer, eine Brennmaterialersparung, rascheres Schmelzen und grösseres Bleiausbringen bei ärmeren Schlacken zulassen, aber wegen höherer Temperatur ein unreineres Blei geben und schwierigere Beseitigung von Abnormitäten durch Abänderung der Beschickung zulassen. Vor Flammöfen haben die Schachtöfen die oben (S. 88) angegebenen Nachtheile, letztere fördern aber mehr.[2])

Arbeitsverfahren.

Das Schmelzen geschieht mit dunkler Gicht und kurzer Nase, indem man die zum Schutze des Bleies im Herde erforderlichen Schlacken an die Formwand, davor das Brennmaterial (besser Holzkohlen als Cokes und magere Steinkohlen) und auf dieselben, sowie an die Seitenwände die Glätte setzt. Bei gutem Gang ist die Schlacke zäh und stark glasglänzend; wird sie zu hitzig, so bricht man an Satz ab. Durch Vorrollen von Glätte wird sie leicht sehr bleihaltig und bedarf dann zur Entarmung durch wiederholtes Umschmelzen viel Zeit und Brennmaterial (S. 88). Durch einen Zusatz von wenig Bleiglanz oder Schwefelkies beim Frischen der Glätte und dem Verschmelzen der Schlacke davon (Freiberg) lässt sich ein Kupfergehalt im Bleidreck abscheiden.

Producte.

Als Producte erfolgen:

a) Frischblei, je nach seiner Reinheit entweder sofort oder nach vorheriger Saigerung oder Raffination Handelswaare, oder noch zur Entsilberung durch Pattinsoniren oder Zink geeignet.

Bleianalysen.[3])

	Pb	Cu	Sb	Fe	Zn	Ag	S
a.	98.9—99.71	0.02—0.13	Spr.—0.34	Spr.—0.04	Spr.—0.02	—	—
b.	97.7—99.5	0.06—3.62	0.02—1.34	Spr.—0.02	Spr.—0.02	—	—
c.	99.89	0.041	0.061	0.002	0.004	—	—
d.	97.10	0.64	0.30	0.70	—	—	—
e.	98.63	1.64	—	—	—	—	—
f.	99.903	0.083	Spr.	Spr.	—	0.014	Spr.
g.	99.882	0.082	Spr.	—	—	0.036	Spr.
h.	99.658	0.055	0.285	—	—	0.002	—
i.	99.721	0.072	0.205	—	—	0.002	—
k.	99.901	0.075	0.017	—	—	0.007	Spr.

a. Oberharzer Schliegblei. b. Desgl. Steinblei. c. Von Pirath und Jung.

1) B. u. h. Ztg. 1868, S. 206. 2) B. u. h. Ztg. 1862, S. 301. 3) Kerl, Met. 1, 697. B. u. h. Ztg. 1864, S. 321; 1868, S. 283.

d und e. Holzappel. f. Pribram, 11.357 sp. G. g. Nagybanya, 11.329 sp. G. h. Schemnitz, 11.343 spec. G. i. Kremnitz, 11.362 sp. G. k. Neusohl, 11.332 sp. G.

b) Frischschlacken[1]), durch Zusatzschlacken, Auflösung des Ofengemäuers von Bleioxyd und Brennmaterialasche entstanden, mit bis 60 Proc. Pb, welcher Gehalt nur durch wiederholtes Umschmelzen oder Zuschlag beim Frischen selbst hinreichend erniedrigt werden kann.[2]) In höheren Oefen fallen ärmere Schlacken, als in niedrigeren.

c) Frischkrätz oder Bleidreck, Abzüge vom Blei im Stechherd und in den Formen; wird entweder im Flammofen reducirt oder im Schachtofen verfrischt und das erfolgende Blei durch Saigern von Kupfer möglichst befreit (Krätzblei) oder auch raffinirt.

Analysen von älterem Oberharzer Krätzblei.

Pb	Cu	Sb	Zn
98.30	0.16	1.20	—
97.78	0.17	1.00	0.23.

Beispiele.

Oberharz.[3]) Schmelzen in 5 M. hohen Sumpföfen bei 65 Mm. weiter Form mit 15—16 Mm. Quecksilberpressung; Durchsetzen in 1 Frischen von 7 St. 9200 bis 9350 Kil. Glätte; 100 Kil. Glätte mit 92 Proc. Pb liefern mit 11 Proc. Kohlen und 11.5 Proc. Glättefrischschlacken 88 Proc. Frischblei, 1.6 Proc. Frischschlacken mit 8—10 Proc. Pb, 11 Proc. reichere Frischschlacken (zur Arbeit zurück) und 2.4 Proc. Bleidreck. Ausbringen beim Glätte- und Bleidreckfrischen 90 Proc. Lautenthaler Kaufglätte enthält 0.340 Cu, 0.021 Sb und 0.003 Ag.

Oberharz.

Unterharz.[4]) Schmelzen im 1.88 M. hohen Spurofen mit verdecktem Auge mit 1/4 Frischschlacken; Durchsetzen von 7000—7500 Kil. in 16—20stündigen Campagnen auf 4400—4500 Kil. Frischblei und 4—6 Proc. Schlacken.

Unterharz.

Freiberg.[5]) Schmelzen von 45000 Kil. Glätte von unraffinirtem Werkblei und 25000 Kil. von pattinsonirtem Reichblei mit 10 Proc. alten Bleischlacken in 24 St. in einem 2.265 M. hohen Doppelofen; Umschmelzen der Frischschlacke mit 25—30 Proc. Blei auf zu pattinsonirendes Schlackenblei. Torf und heisse Luft haben sich nicht bewährt. 100 Glätte geben 90 Frischblei. — Verschmelzen der ersten und letzten Glätte vom Treiben (Vorschlag- oder Scheideglätte) mit Herd und 10 Proc. alten basischen Schlacken.

Freiberg.

Pribram.[6]) Schmelzen von 11200 Kil. Glätte in 24 St. in einem 1.58 M. hohen Tiegelofen mit offenem Auge bei 395 Mm. Düsendurchmesser und 6.6 bis 8.8 Mm. Quecksilberpressung, bei continuirlichem Abfluss des Bleies durch den offenen Stich. Bleiverlust 1.85 Proc.; Verschmelzen von Frischlacken, Bleidreck und Ofenkrätze mit Bleierz- und Eisenfrischschlacke auf Werkblei bei 8.9 Proc. Bleiverlust.

Pribram.

Sala. Frischen der Glätte mit bleihaltigen Schlacken im Schachtofen, aus welchem das Blei continuirlich in einen heiss gehaltenen Kessel abfliesst, dann unter Zurückhaltung von Unreinigkeiten in einen zweiten Kessel abgelassen wird, in welchem man dasselbe vor dem Giessen abschäumt; Frischgekrätz zur Bleiarbeit.

Sala.

Herdofenarbeit.

3) Herdöfen. Ausser dem wenig Brennmaterial erfordernden, aber grössere Bleiverluste gebenden schottischen Bleiherd[7]) (S. 26, Bottino, Pontgibaud) kommt der sibirische Frischherd[8]) in Gestalt eines kleinen mit glühenden Kohlen gefüllten Blechkastens z. B. von 628 Mm. Höhe, 314 Mm. Tiefe und 392 Mm. Weite in Anwendung, welcher so vor das Glätteloch des Treibofens gestellt wird, dass die flüssige Glätte aus demselben ins Oefchen gelangt, sich reducirt und das Frischblei auf der geneigten Sohle durch ein Auge, durch welches (sowie auch wohl durch mehrere Oeffnungen) gleichzeitig die Verbrennungsluft eintritt, ausfliesst. Beim Ausziehen des Abzugs und Abstrichs aus dem Treibofen, sowie

---

1) Analysen: Kerl, Met. 1, 850; 2, 259. 2) B. u. h. Ztg. 1869, S. 41, 371. 3) Kerl, Met. 2, 256. 4) Ebend. S. 257. 5) Kerl, Met. 2, 258. B. u. h. Ztg. 1865, S. 436. 6) Kerl, Met. 2, 259. 7) Kerl, Met. 2, 265. 8) Kerl, Met. 2, 263.

beim Nachsetzen von Werken ist das Oefchen mit einer mergelbeschlagenen Eisenplatte bedeckt.

Beispiele. Während dieses wenig Arbeit und Brennstoffaufwand veranlassende und ein gutes Ausbringen gestattende Verfahren in Sibirien (Barnau[1]), Ungarn (Fernezely, Zsarnowitz[2]) und auf den Eifeler Hütten (Call, Mechernich, Commern[3]) in Anwendung ist, hat man dasselbe in Freiberg, Tarnowitz, am Oberharz, in Schemnitz und Müsen wieder aufgegeben, weil bei Erzeugung silberreicher Glätte ein grosser Silberverlust im Frischblei stattfand und der aus dem Oefchen aufsteigende schädliche Rauch den Arbeiter belästigt, das Sehen im Treibofen erschwert und das Arbeiten in demselben aus grösserer Entfernung nöthig macht. In Müsen[4]) erfolgte unreines Blei.

Zusammensetzung des Abzugs. **32. Abzug.** Hierunter begreift man die Kruste, welche zu Anfang des Treibens bei sehr unreinem Werkblei noch vor Anlassung des Gebläses sich bildet und aus einem Gemenge von Bleioxyd mit anderen oxydischen Substanzen (antimon-, arsen- und schwefelsaurem Bleioxyd, Kupfer-, Nickel-, Eisen-, Zinkoxyd), Schwefelmetallen von Kupfer, Antimon, Blei, Eisen und Silber, und Herdmasse besteht, von mehr oder weniger geschmolzenem Ansehen und, wegen Gehaltes an Schwefelmetallen, dunkler Farbe.[5]) Bei letzterem giebt dieses Product beim reducirenden Schmelzen neben Blei und Schlacke stets Stein.

Beispiel. Unterharz.[6]) Verschmelzen des Abzugs mit 74—88 Proc. Pb und 0.083 bis 0.1 Proc. Ag mit $^1/_8$ Kupfererzschlacken in einem Spurofen mit offenem Auge auf 45—55 Proc. zu saigernde Abzugswerke, 15—21 Proc. Abzugsstein (zur Kupferarbeit), 7—10 Proc. Abzugssaigerkrätz (zum Verschmelzen auf zu saigernde Krätzwerke, Krätzstein und Schlacke).

Zusammensetzung des Abstrichs. **33. Abstrich** (schwarze Glätte).[7]) Beim Abtreiben von Werkblei erzeugt sich nach dem Anlassen des Gebläses eine schaumige, schwarze, unvollkommen metallisch glänzende Masse (erster Abstrich), welche später in eine grünlich-braune, schlackige, dichte Masse (mittlerer Abstrich) sich umwandelt, zuletzt immer gelber wird (letzter Abstrich) und in Glätte übergeht. Während der erste und letzte Abstrich in die Schmelzarbeiten zurückkommen, so benutzt man das mittlere an antimonsaurem Bleioxyd reiche Product, welches ausser Schwefelmetallen und Mergel die Bestandtheile des Abzuges enthält, zur Darstellung von Antimon- oder Hartblei (Hartbleifrischen).

Frühere Verarbeitung des Abstrichs. Während man früher auch diesen mittleren Abstrich ins Bleierz- oder Bleisteinschmelzen zurückgab, so ist eine wesentliche Verbesserung vieler Bleihüttenprocesse die separate Verarbeitung desselben gewesen, weil man durch dieselbe das Antimon nutzbar macht und von dem Handelsblei fern hält.[8])

Abstrichsaigern. Um eingeschlossene Werkbleikörner abzuscheiden und durch Reduction eines Theiles Bleioxyd durch die Kohle des Gestübbes der Herdsohle den Antimongehalt anzureichern, wird der Abstrich vor dem Frischen häufig noch einem Saigerprocess (Abstrichsaigern) meist in einem mit Gestübbeherd versehenen Treibofen oder im Kärnthner Flammofen (Ems) unterworfen.

---

1) Kerl, Met. 2, 264. 2) Kerl, Met. 2, 265. B. u. h. Ztg. 1866, S. 106. Oest. Zeitschr. 1871, Nr. 8. 3) Oest. Ztschr. 1870, S. 412. 4) B. u. h. Ztg. 1863, S. 92. 5) Analysen: Kerl, Met. 1, 778. Rammelsberg, Met. S. 374. 6) Kerl, Met. 2, 269. 7) Analysen: Kerl, Met. 1, 778. B. u. h. Ztg. 1867, S. 419. Rammelsberg, Met. S. 374. 8) B. u. h. Ztg. 1859, S. 53; 1871, S. 143.

Man schmilzt zu diesem Zwecke den Abstrich auf einer Unterlage von Wellholz (Oberharz) oder direct auf der Herdsohle (Pribram) und sticht die dünnflüssige Masse in einen Stechherd ab, in welchem sich das Werkblei ansammelt, während der Abstrich als schaumige Masse über den Rand des Stechherdes auf die Hüttensohle fliesst und hier nach dem Erkalten in faustgrosse Stücke zerschlagen wird.

Abstrichfrischen.

Das Abstrichfrischen, die Reduction des antimonsauren Bleioxydes, geschieht im Allgemeinen wie das Glättefrischen, geht nur wegen grösserer Strengflüssigkeit des Abstrichs langsamer und erfordert mehr Schlackenzuschläge (Bleischlacken, Eisenfrischschlacken); Cokes geben ärmere Schlacken als Holzkohlen. Um den Arbeiter gegen Antimondämpfe etwas zu schützen, macht man die Oberfläche des Stechherdes bei grösserer Tiefe desselben kleiner. Höhere Oefen geben ärmere Schlacken als niedrigere.

Als Producte erfolgen beim Frischen:

Schmelzproducte.

a) Hart- oder Antimonblei[1]), hart, klingend, mit glänzendem silberweissen Bruche und körnigem Gefüge, mit variablem Antimongehalt (z. B. Oberharz 14—25 Proc., Pribram[2]) 28—30 Proc., Siegen 20—44 Proc.), meist Kupfer, Eisen, Arsen, bisweilen auch Silber und Schwefel (Pribramer Hartblei[3]) mit 4 Proc. S bei geringerem Eisenzuschlag beim Erzschmelzen) enthaltend. Dasselbe ist entweder Handelswaare oder wird durch Raffination in Weichblei verwandelt oder zur Anreicherung des Antimongehaltes zum Theil abgetrieben und der dabei erfolgende antimonreichere Abstrich wieder auf Hartblei verfrischt. Bei gleichem Antimongehalt kann die Bruchbeschaffenheit variiren, so wie bei verschiedenem Antimongehalt dieselbe gleich sein kann.

Zur Abscheidung eines Kupfergehaltes und um dem Hartblei eine grössere Festigkeit zu ertheilen, wird dasselbe wohl im Flammofen einem saigernden Schmelzen unterworfen, wobei zuweilen rothe blätterige und glänzend rothe spiegeleisenähnliche Gebilde zurückbleiben, noch Hampe erstere aus Sb, Pb und Cu, letztere aus Sechstel-Antimonblei bestehend, in welchem ein wenig Pb durch Cu ersetzt ist (Oberharz[4]). Auch giebt antimon- und kupferreiche Krätze (Stachelköpfe) nach dem Absaigern beim Verschmelzen mit Bleistein ein kupfer- und antimonarmes Werkblei und Kupferstein zu Lautenthal.[5]) Blei mit $^1/_4$ Antimon ist nach Heeren noch dehnbar, aber hart; Lettern metall enthält 17—22 Proc. Antimon. Die specifischen Gewichte verschiedener Bleiantimonverbindungen sind von Riche[6]) und Matthiessen[7]) ermittelt. Arsen raucht aus dem Blei bei hoher Temperatur leichter fort, als Antimon.

Hartbleianalysen.[8]).

	Pb	Sb	As	Cu	Fe	Zn	S
a.	78—88	14—21	—	0.04—0.16	0.03—0.42		—
b.	78—84	10—20	2—3	1.2 —2.3	0.88—1.08		—
c.	86.7	13.3	—	Spr.	—	—	—
d.	86.69	10.69	0.41	0.74	Spr.	—	0.26
e.	83.22	16.25	Spr.	0.08	Spr.	—	Spr.

a. Vom Oberharz. b. Vom Unterharz. c. Von Tajova. d. Von Kapnik. e. Von Pribram.

b) Abstrichfrischschlacken[9]) mit variablem Blei- und Antimongehalt je nach der Höhe der Oefen. Da sich Antimon leichter

1) Analysirmethoden: B. u. h. Ztg. 1859, S. 65; 1867, S. 419. Dingl. 158, 316. 2) B. u. h. Ztg. 1867, S. 419. 3) Ebend. 4) B. u. h. Ztg. 1870, S. 169. 5) Preuss. Ztschr. 19, 156. Oest. Ztschr. 1871, S. 403. 6) Compt. rend. 55, 143. 7) Pogg. Ann. 110, 21. 8) Kerl, Met. 1, 720. B. u. h. Ztg. 1859, S. 65; 1864, S. 321; 1869, S. 426. 9) Analysen: Kerl, Met. 1, 850.

verschlackt als Blei, so ist das Blei vom Umschmelzen solcher Schlacken antimonreicher, als vom Abstrich. Durch Erhöhung der Oberharzer Oefen von 1.88 auf 5.65 M. ist der Bleigehalt der Schlacken von 15 auf 8 Proc. herabgegangen.

Beispiele. Oberharz. Oberharz.[1]) Saigern von 3300 Kil. Abstrich mit 80—86 Proc. Pb im Treibofen mit 1550—2065 Kil. Wellholz auf 600 Kil. Werkblei und 2500 Kil. gesaigerten Abstrich, Frischen von 6250 Kil. desselben mit 250 Kil. Abstrichfrisch- und 600 Kil. Steinschlacken in 24 St. mit 1150 Kil. Cokes und 135 Kil. Holzkohlen auf 4000 Kil. Hartblei; saigerndes Schmelzen desselben zur Erhöhung der Festigkeit und zur Abscheidung von Kupfer (S. 93).

Unterharz. Unterharz.[2]) Schmelzen von 5000 Kil. ungesaigertem Abstrich in 24 St. auf 2500—2800 Kil. Hartblei und 500—800 Kil. Schlacken mit 15 bis 20 Proc. Blei bei Holzkohlen und mit 4—4½ Proc. bei Cokes.

Pribram. Pribram.[3]) Saigern von 4200 Kil. Abstrich in 20—22 St., Frischen mit 36—40 Proc. eigenen Schlacken und 24 Proc. Eisenfrischschlacken.

Freiberg. Freiberg.[4]) Abstrich und Gekrätz vom Bleiraffiniren geben mit alten Bleischlacken und geröstetem Schwefelkies oder einem kupferhaltigen Magneteisenstein Blei zum Raffiniren, Stein und Schlacke, welche wie Glättfrischschlacke (S. 91) behandelt wird.

Holzappel u. s. w. Die Frischprocesse zu Holzappel[5]), Müsen[6]) und Ems[7]) bieten nichts Eigenthümliches dar.

Herd. **34. Bleiischer Herd aus dem Treibofen.** Mit Bleioxyd imprägnirte Mergelmasse[8]), welche meist ins Erz- oder Steinschmelzen gegeben, seltener im Flammofen mit alten Haldenschlacken und Eisen (Sibirien[9]) oder im Schachtofen mit Eisenfrischschlacken und Wascheisen (früher zu Tarnowitz[10]) auf Werkblei und Frischschlacken durchgesetzt wird; diese werden nebst Schur, Schlacken derselben Arbeit und armem Bleistein vom früheren Schachtofenschmelzen mit Eisenfrischschlacken nochmals verschmolzen. Jetzt kommt der Herd zu Tarnowitz zum Schmelzen der gesinterten Schliege (S. 83).

Bleirauch. **35. Bleirauch.** Dieser besteht hauptsächlich aus Metalloxyden und deren schwefel-, kohlen-, auch wohl antimon- und arsensauren Salzen nebst eingemengten Erztheilchen, flüchtigen Schwefelmetallen, seltenen Stoffen (Selen, Thallium, Indium), Kohlenpartikeln u. A. in wandelbaren Verhältnissen.[11]) Meist feinpulverig wird derselbe vor dem Verschmelzen mit Kalk, Thon u. s. w. eingebunden oder in Flammöfen zum Fritten gebracht, auch wohl dadurch, dass man denselben im unteren Theil des Rauchkanals anzündet (Spanien[12]).

Derselbe wird entweder bei anderen Schmelzprocessen zugeschlagen oder ähnlich wie Bleisulfat (S. 86) für sich verarbeitet, häufig mit Flammofenrückständen (S. 8) im Schlackenherd, welche eine ähnliche Zusammensetzung haben, mit Silbererzen u. s. w.

Material zum Schmelzen. **36. Bleischlacken.** Während unreine Schlacken meist bei demselben oder einem andern Schmelzprocesse wieder zugesetzt, auch wohl noch reine Schlacken hinzugefügt werden, um das Schmelzen zu begünstigen und das Metall im Herde als Decke zu schützen, so werden doch zuweilen auch Schlacken mit grösserem Metallgehalt.

---

1) Kerl, Met. 2, 267. 2) Ebend. 2, 269. 3) Ebend. 2, 270. 4) Kerl, Met. 2, 270. B. u. h. Ztg. 1865, S. 437. 5) Kerl, Met. 2, 271, 838. 6) Ebend. 2, 271, 837. 7) Ebend. 2, 271, 837. 8) Analysen: Kerl, Met. 1, 778. B. u. h. Ztg. 1868, S. 284. 9) Oest. Zschr. 1864. S. 410. 10) Kerl, Met. 2, 272. 11) Analysen: Kerl, Met. 1, 804. B. u. h. Ztg. 1863, S. 91; 1871, S. 264. Percy-Rammelsberg, Bleih. S. 309. 12) B. u. h. Ztg. 1863, S. 90.

wenn sie z. B. aus älteren Zeiten stammen (Mansfeld, Andreasberg, Sardinien, Spanien) oder beim Schmelzprocess selbst nicht vollständig consumirt werden können (Freiberg), einem separaten Schmelzen seltener in Flammöfen (früher in Freiberg), als in Schachtöfen unterworfen. Von der Zugutemachung der Flammofenrückstände (graue und schwarze Schlacken) war bereits (S. 28) die Rede, desgleichen von der Zersetzbarkeit der Bleisilicate durch verschiedene Agentien (S. 72).

Beispiele.

Freiberg. Verschmelzen der sämmtlichen Bleischlacken vom currenten Betriebe mit rohem und geröstetem Stein, bleiischen Vorschlägen, Kalkstein und Flussspath auf Werkblei und Rohstein (S. 79). Freiberg.

Mansfeld.[1]) Durchsetzen alter Bleischlacken mit 10—13 Proc. Blei in einem 4.393 M. hohen und 0.732 M. tiefen Sumpfofen mit Eisenbohrspänen. Eisenhammerschlag, Aschenknoten und Flussspath auf kupferhaltiges Blei (zum Saigern) und Schlacken mit 3 Proc. Pb; Verblasen der Kiehnstöcke im kleinen Herd und Gaarmachen. Mansfeld.

Sardinien.[2]) Verschmelzen von alten Bleischlacken mit 12—18 Proc. Pb in der Provinz Iglesias mit Glättfrischschlacken in 4.5 M. hohen Oefen mit Eisenbohrspänen und Gusseisen. Sardinien.

Spanien.[3]) Verschmelzen alter Römerschlacken in Sumpföfen von 0.95 M. Höhe mit Cokes. Spanien.

Lauriongebirge.[4]) Verschmelzen von alten Schlacken mit 6—13 Pb, 0.004 Ag, 6—10 Zn und 4—6 Sb in 3förmigen castillianischen cylindrischen Oefen, wobei 7—8 Proc. Pb extrahirt werden. Laurion.

Call[5]) in der Eifel. Verschmelzen alter Römerschlacken und alter Aufbereitungsabgänge neben Bleierzen. Call.

3. Abschnitt.

Raffination des Bleies.

Neuere Fortschritte.

37. Allgemeines. Während früher die Beschaffenheit der Handelsbleie ganz wesentlich von den fremden Beimengungen der Erze abhing und danach der Handelswerth der ersteren normirt wurde (im besonderen Rufe standen z. B. die Bleie aus Kärnthen und von Tarnowitz, dann folgten spanische, englische und oberharzer Bleie, während die unterharzer, freiberger und die meisten ungarischen Sorten von minderer Beschaffenheit waren), so hat man neuerdings gelernt, durch passende Raffinationsprocesse schlechte Marken ganz wesentlich zu verbessern.

Verunreinigungen des Bleies.

Die Hauptverunreiniger des Bleies sind Kupfer, Antimon, Arsen, Wismuth; Eisen wird nach Streng[6]) und Reich[7]) nur wenig (0.02—0.07 Proc.) zurückgehalten, von Zink nach Matthiessen und v. Bosse[8]) höchstens nur 1.5 Proc. Nickel, Kobalt[9]) und Schwefel kommen meist nur in geringen Mengen vor. Während besonders ein Antimon- und Arsengehalt das Blei leichtschmelziger, härter, klingend und weniger zur mechanischen Verarbeitung

1) Kerl, Met. 2, 273. 2) Kerl, Met. 2, 274. 3) B. u. h. Ztg. 1862, S. 62. 4) B. u. h. Ztg. 1871, S. 319. 5) Oest. Ztschr. 1871, S. 410. B. u. h. Ztg. 1871, S. 422. 6) B. u. h. Ztg. 1860, S. 127, 284. 7) Freiberger Jahrb. 1860. B. u. h. Ztg. 1860, S. 28, 284. 8) Erdm. J. 84, 323. 9) B. u. h. Ztg. 1864, S. 315; 1867, S. 419; 1871, S. 143.

z. B. zum Walzen tauglich machen, desgleichen zuweilen Wismuth und ein krystallinischer Zustand (Pattinsonsches Blei), sowie eine Beimengung von Bleioxyd (ein gewisser nicht zu hoher Kupfergehalt ist dabei ohne Einfluss), so wirkt ein selbst geringer Kupfergehalt (zuweilen auch ein Antimon-, Arsen- und Wismuthgehalt) bei der chemischen Verarbeitung (z. B. zu Bleiweiss, zu Mennige für die Krystallglasfabrikation u. s. w.) störend. Nach Hampe[1]) ist ein Kupfergehalt von 0.0014 Proc. weder bei der Krystallglasbereitung, noch bei der Bleiweissfabrikation färbend, desgleichen auch nicht 0.005 Proc. Antimon, wodurch auch das Blei nicht härter wird. Rasch erkaltete, homogen erscheinende Bleikupferlegirungen zerlegen sich bei vorsichtigem Erhitzen in leichtflüssiges kupferärmeres und strengflüssigeres kupferreiches Blei (Saigerprocess). Solche Legirungen oxydiren an der Luft rascher als jedes Metall für sich, und zwar Blei mehr als Kupfer. Kleine Mengen Wismuth, z. B. 0.0045—0.0075 Proc. in Oberharzer Bleien, sind ebenfalls für obige Verwendungen unschädlich, während ein Gehalt von 0.118—0.352 Proc. im Unterharzer Blei demselben einen hackig krystallinischen Bruch, zuweilen ganz krystallinisches, die Festigkeit verminderndes Gefüge, Härte, Klang und grössere Leichtschmelzigkeit ertheilt. Während man durch ein passendes Raffinirverfahren Kupfer, Antimon, Arsen, Zink und Eisen genügend aus dem Blei entfernen kann, hat dieses mit Wismuth bislang nicht gelingen wollen. Bleiweiss zeigt zuweilen einen röthlichen Stich[2]), welchen man, aber ohne dessen sicher zu sein, bald einem geringen Gehalte an Kupferoxydul, bald an Silberoxyd, Eisenoxyd, Bleisuboxyd, Wismuthoxyd oder Zinkoxyd zugeschrieben hat. Zinkhaltiges Blei zu Schwefelsäurekammern verwandt, soll rascher angegriffen werden als reines Blei. Da fremde Beimengungen im Blei selbst in geringen Mengen schädlich sein können, so sind zu dessen Analysen[3]) grössere Gewichtsmengen zu benutzen. Ober- und Unterproben von Bleistücken zeigen eine verschiedene Zusammensetzung[4]); Kupfer und Antimon begeben sich mehr nach oben, wie nachstehende Analysen von Ober- und Unterproben eines Oberharzer rohen (a und b) und dann gesaigerten Steinbleies (c und d) zeigen:

	a Oberpr.	b Unterpr.	c Oberpr.	d Unterpr.
Kupfer . . .	3.621	1.242	0.508	0.140
Antimon . . .	0.274	0.158	0.090	0.057
Nickel . . .	0.148	0.082	0.012	Spr.
Eisen	0.008	0.008	0.012	0.008
Zink	0.003	Spr.	0.002	Spr.

Eigenschaften des Bleies.

Reines Blei schmilzt bei grosser Dehnbarkeit bei 334° C. und zeigt nach dem Einschmelzen, z. B. auf Kohle vor dem Löthrohr oder beim Hinfahren mit der Krücke auf der Oberfläche desselben im Raffinirofen, Regenbogenfarben und eine in eine Eisenform gegossene Probe oberflächlich eine eigenthümliche flockig-krystallinische Zeichnung (bei einem Antimon- oder Arsengehalt erscheint die matte Oberfläche vor dem Löthrohr schwärzlich grau, es entsteht ein Antimonbeschlag und Arsen lässt sich am Geruche erkennen). Nahe an seinem Schmelzpunkt überzieht sich das Blei an der Luft mit einer grauen Haut, Bleisuboxyd Pb_2O, bei weiterem Erhitzen entsteht Bleioxyd PbO, welches nicht bis zu seinem Schmelzpunkte (etwa 980° C.[5]) erhitzt als gelbes Pulver (Massicot) erscheint, in lebhafter Rothglühhitze aber schmilzt und Glätte giebt. Diese bleibt in Folge der bei der Oxydation des Bleies, z. B. beim Abtreiben, entstehenden Wärme leicht- und dünnflüssig wie Oel auf letzterem, während Bleioxyd für sich schwerer in Fluss zu bringen ist.[6]) Bei anhaltendem Erhitzen in einer gewissen Temperatur geht das Massicot in Mennige, Pb_3O_4 oder Pb_4O_5, über. Durch wiederholtes Umschmelzen des Bleies selbst unter reducirenden Zusätzen wird dasselbe härter, bei Luftzutritt vielleicht durch Aufnahme von oxydirtem Blei weniger fest. Das Blei ist bei Luftabschluss unterhalb der Weissglühhitze nicht merklich flüchtig, verdampft aber bei Luftzutritt in heller Rothglühhitze noch unter dem Schmelzpunkte des Bleioxydes, welches letztere erst in Weissglühhitze flüchtig wird. Mit der Reinheit des Bleies nehmen Weichheit (Ritzen mit dem Fingernagel und Abfärben auf Papier) und specifisches Gewicht zu, so dass letzteres bei Bleilieferungen wohl vorgeschrieben wird, z. B. mindestens 11.2 spec.

---

1) B. u. h. Ztg. 1871, S. 144. 2) Ebend. 1871, S. 144; 1872, S. 260. 3) B. u. h. Ztg. 1859, S. 60; 1869, S. 330; 1871, S. 143. Percy-Rammelsberg, Bleih. p. 332. Wagner's Jahresber. 1869, S. 186; 1870, S. 147, 148. 4) B. u. h. Ztg. 1859, S. 14. 5) Ebend. 1860, S. 432. 6) Dumas, traité de chimie appliq. 2, 539. Preuss. Ztschr. 15, 40.

Gew. Reich[1]) fand für Freiberger Bleie höchstens 11.370, Streng[2]) für Harzer 11.39—11.41, für Tarnowitzer mit 99.75 Proc. Blei 11.34—11.375, durchschn. 11.35. Ein krystallinischer Zustand, z. B. beim Pattinsonschen Blei, kann das specifische Gewicht etwas verändern, es hat schnell erkaltet 11.363, langsam erkaltet 11.254. Das Blei erscheint zuweilen in schönen Krystallen[3]), dendritisch, haarförmig[4]) u. s. w. Dasselbe lässt sich bei gewöhnlicher Temperatur zu dünnen Blättern auswalzen, nicht aber zu feinem Draht ausziehen. Durch Hämmern wird dasselbe härter und erhält eine eigenthümliche stänglige Structur, wenn man dasselbe bis nahe zum Schmelzen erhitzt und durch starke Hammerschläge in Stücke zerbricht. Dasselbe lässt sich, bis zu einem gewissen Punkte erhitzt, flüssig pressen (Bleiröhrenfabrikation). Sonstige Eigenschaften des Bleies sind in Bd. 1, S. 2 angegeben.

38. Bleiraffinirmethoden. Eisen, Nickel und Zink lassen sich am besten durch Wasserdampf oxydiren, Kupfer durch Umschmelzen entfernen in den Schlickern oder durch Saigern oder durch Umschmelzen mit schwefelhaltigen Substanzen, Antimon und Arsen nur durch anhaltendes starkes Erhitzen bei Luftzutritt, wobei sie sich theilweise verflüchtigen, theilweise antimon- und arsensaures Bleioxyd enthaltende Krätzen geben. Wismuth ist durch keines dieser Mittel zu beseitigen. Neben den fremden Metallen wird auch immer mehr oder weniger Blei oxydirt. Die erfolgenden oxydischen Krätzen werden mit geringeren Verlusten und unter Erzielung reinerer Producte besser im Flammofen (ähnlich wie Glätte), als im Schachtofen verfrischt. Raffinirmethoden.

1) Raffination reinerer Bleie.

a) Abschäumen des flüssigen Bleies im Stechherd und auch noch in den Formen, bis sich Regenbogenfarben zeigen, mittelst einer Kratze (Oberharz) oder zweier Holzbrettchen, von den Enden der Form nach der Mitte zu (England) gegen einander bewegt. Schäumen.

Der Abzug (Krätze, Bleidreck, Schlicker) enthält hauptsächlich Kupfer, Eisen und Zink, weniger Antimon und Arsen, welche letztere ein anhaltenderes Erhitzen bei Luftzutritt nöthig machen. Nur reinere Bleie werden durch dieses Verfahren noch etwas verbessert.

b) Umschmelzen. Beim Einschmelzen kupferhaltiger Bleie geht der Kupfergehalt zumeist in die Schlicker, eine halbgeschmolzene, mussige bleireiche Masse, welche bei vorsichtigem Einschmelzen noch den grössten Theil Blei abgiebt, während der Rückstand auf Kupfer und Blei zugutegemacht wird. Umschmelzen.

c) Polen.[5]) In das eingeschmolzene und von der oberflächlich entstandenen Krätze (Schlicker, Abzugswerke) befreite Blei wird bei höherer Temperatur (kaum Kirschrothgluth) eine saftige Holzstange eingesteckt, dadurch das Blei in stark sprudelnde Bewegung gebracht und der entstehende Bleidreck wiederholt nach dem Trockenwerden mit durchlöcherten Kellen abgenommen. Polen.

Bei ziemlich reinem Blei wird durch dieses Verfahren der grösste Theil des Antimons entfernt und der Kupfergehalt auf ein Minimum gebracht, derselbe nimmt im Blei aber wieder zu, sobald man, ohne die Krätze abzuziehen, die Temperatur erhöht.[6]) Mit steigender Temperatur verläuft zwar der Process rascher, es entstehen weniger bleiische Zwischenproducte und das Blei ist sicherer rein

1) B. u. h. Ztg. 1860, S. 125; 1861, S. 30. 2) Ebend. 1860, S. 125, 365; 1861, S. 225. Kerl, Oberharzer Hüttenpr. S. 475. 3) Kerl, Met. 1, 694. 4) B. u. h. Ztg. 1862, S. 269. 5) B. u. h. Ztg. 1866, S. 254; 1870, S. 91. Preuss. Ztschr. 17, 233; 19, 168. 5) B. u. h. Ztg. 1859, S. 67; 1860, S. 284.

zu erhalten, aber die Kessel leiden mehr, das Blei wird eisenreicher und es entstehen grössere Verluste. Diese betragen gewöhnlich nicht über 1 Proc. und sind meist mechanischer Natur durch Verstänben der feinen Oxyde auf der Oberfläche des Bleies. Bei der sprudelnden Bewegung des Bleies wird dessen Oberfläche fortwährend erneuert, dadurch die Oxydation fremder Substanzen begünstigt und auch durch den entwickelten Wasserdampf namentlich Zink und Eisen oxydirt. Anfangs wird Zink neben mehr oder weniger Blei oxydirt, dann Antimon und weniger Blei und zuletzt, wenn das Antimon entfernt ist, sehr rapide das Blei. Bei zu hoher Temperatur (über Kirschrothgluth) scheint das Zinkoxyd vom Polstab wieder reducirt zu werden. In ähnlicher Weise wie das Polen wirkt ein Umrühren des flüssigen Bleies im Stechherd mit Holzgenist, feuchten Kohlen, mageren Steinkohlen u. s. w., wobei auch mechanische Beimengungen, z. B. Schwefelmetalle auf die Oberfläche gebracht werden (Flammofenblei). Bei einem grösseren Antimon- und Arsengehalt ist dieses, bei verhältnissmässig niedriger Temperatur ausgeführte, mit geringem Aufwand an Zeit und Brennmaterial, sowie geringem Bleiverlust verbundene Verfahren des Polens nicht hinreichend wirksam (früheres Polen der Oberharzer Bleie für den Pattinson'schen Process[1]), jetzt für den Zinkprocess). Soll ein Antimongehalt vollständiger entfernt werden, so ist das Polen anhaltend fortzusetzen. So gab ein Oberharzer Blei mit 0.7 Proc. bis 1 Proc. Antimon bei 9 bis 10stündigem Polen ein Product mit nur 0.006 Proc. Unreinigkeiten. In Stolberg entsprach bei antimonreichen Bleien ein Polen dem Zwecke nicht. Schemnitzer Blei[2]) mit 0.456 Kupfer, 0.126 Eisen und 0.212 Antimon enthielt nach dem Absaigern im Kärnthner Flammofen und nach mehrstündigem Polen 0.116 Kupfer, 0.010 Eisen und 0.089 Antimon; nach anhaltendem Polen 0.09 Kupfer und 0.009 Eisen ohne Antimon. Streng fand in Krätzen nach dem Einschmelzen von Oberharzer Werkblei 1.67 Sb und 0.98 Cu, nach einstündigem Polen 3.13 Sb und 0.09 Cu, nach abermaligem Einschmelzen des erstarrten Bleies 1.4 Sb und Spr. Cu und nach abermaligem einstündigen Polen 2.72 Sb und Spr. Cu. Das Polen darf nicht bei einer zu hohen Temperatur ausgeführt werden, weil sich sonst die im flüssigen Blei ausgeschiedenen Legirungen wieder auflösen, statt dass sie beim Sprudeln auf die Oberfläche geführt werden.

Pattinsoniren.

d) Pattinsoniren. Da dieser Process, welcher hauptsächlich die Anreicherung eines Silbergehaltes in wenig Blei bezweckt, während der grösste Theil des letzteren im krystallisirten Zustande sehr silberarm erhalten wird (siehe Silber), nur bei Anwendung möglichst antimon- und kupferarmer Bleie gut verläuft und somit demselben nur reine oder durch Polen, im Flammofen u. s. w. gereinigte Bleie übergeben werden, welche durch Krätzenbildung bei den wiederholten Umschmelzungen und Krystallisationen sich noch weiter reinigen, so gehen aus diesem Process ausgezeichnete Bleisorten hervor.

Während sich nach den Untersuchungen von Baker[3]) das Kupfer im Reichblei anreichert, ist dieses nach Streng[4]) nur in gewissem Grade der Fall und das Armblei wird auch immer kupferreicher. Namentlich ist Antimon von störendem Einflusse auf die Krystallisation, indem sich die Krystalle bei dessen stattfindender Anreicherung unvollständig von der Mutterlauge trennen. Hampe[5]) fand im Oberharzer Pattinsonblei nur noch $^1/_{13}$ des Antimons und $^1/_4$ des Kupfers vom Frischblei (S. 90), bei Zusatz von Unterharzer Kupferschlacken (S. 50) $^1/_2$ des Kupfers. Je nachdem beim Schliegschmelzen solche Schlacken zugeschlagen waren oder nicht, enthielt das Pattinson'sche Blei 0.0386 und 0.015 Proc. Cu, ausserdem im letzteren Falle 0.010 Sb, 0.0006 Bi, 0.004 Fe, 0.001 Zn und 0.001 Ni. Da durch das Pattinsoniren der Kupfergehalt nicht völlig beseitigt wird, so enthalten die Oberharzer neuerdings producirten Pattinsonbleie wegen Zuschlags von Unterharzer Schlacken mit 1.25 Proc. Cu mehr Kupfer als früher. Bei dem jetzigen Zinkprocess aber wird das Kupfer bis auf Spuren weggenommen. Der durch die Unterharzer Schlacken vermehrte Nickel- und Kobaltgehalt geht meist in die Schlicker. Das Verhalten des Wismuthes beim Pattinsoniren kennt man noch weniger.

1) Kerl, Oberharzer Hüttenpr. 1860, S. 624. 2) B. u. h. Ztg. 1862, S. 319. 3) Dingl. 142, 281. 4) B. u. h. Ztg. 1859, S. 67. 5) B. u. h. Ztg. 1871, S. 144.

Analysen von Pattinsonblei.[1])

	Sb	Cu	Zn	Fe	Bi	As	Spec. Gew.
a.	0.016 bis 0.040	0.012 bis 0.026	Spr. bis 0.009	0.004 bis 0.035			11.365 bis 11.395
b.	0.01	0.095		0.06		0.01	11.373
c.	0.04	0.14		0.02		0.01	11.365
d.		0.07		0.06			11.381
e.	0.02—0.1	0.05—0.1		0.02—0.05			11.369
f.	0.0021	0.0501		0.0008	0.00020		
g.	0.00924	0.00268		0.00121	Cd 0.00083	Spr.	
h.	0.00118	0.00243		0.00090	Ni 0.00075	Spr.	
i.	0.007	0.026	0.009	0.006			

a. Oberharz. b. Freiberg, von Schlackenblei. c. aus Frischblei, d. silberfreies Probirblei und e. durch 12malige Krystallisation entarmtes Blei. f. Eschweiler doppelt raffinirtes Blei. h. Ramsbeck. i. Stolberger doppelt raffinirtes Blei.

2) Raffinirmethoden für unreinere Bleie.

a) Raffination mit Wasserdampf. Durch Einleiten von gewöhnlichem getrockneten oder überhitztem Wasserdampf in stark erhitztes Blei werden hauptsächlich nur die Wasser zersetzenden Metalle (Eisen, Nickel, Zink) unter Wasserstoffbildung kräftig oxydirt, weit weniger Kupfer, Antimon, Wismuth und Blei. Wird aber dieser von Cordurié[2]) nutzbar gemachte Dampfprocess mit einer vorherigen Entsilberung ziemlich reinen Werkbleies durch Zink[3]) (siehe Silber) verbunden, so nimmt letzteres Kupfer[4]) bis auf wenige Spuren (fast gleichzeitig Gold, später erst Silber) auf, dagegen weniger das Antimon und Eisen. Zink lässt sich jetzt durch Wasserdampf nahezu vollständig entfernen, während der Rückhalt an Antimon nur unter anhaltendem Einleiten von Wasserdampf bei Luftzutritt [während 16 Stunden und länger z. B. bei unreinen Andreasberger Schlackenbleien[5]) und Unterharzer Werken[6])] in den Krätzen beseitigt werden kann, wobei der Wasserdampf weniger direct oxydirend wirkt, als durch das Aufsprudeln des Metalles (wie beim Polen) dessen Oberfläche vergrössert und dadurch die Oxydation des Antimons durch die Luft begünstigt wird.

Wasserdampfprocess.

Combination mit dem Zinkprocess.

Gewöhnliches Polen[7]) zur Entfernung des Antimons erfordert mehr Zeit, Brennmaterial und Löhne, giebt mehr Oxyde, grösseren Bleiverlust und ungesundere Arbeit wegen der offenen Kessel, als das Wasserdampfverfahren, bei welchem man auf dem Oberharze 100.15 Ag und 97.024 Pb ausbrachte, beim Polen nur 96.84 und beim Raffiniren mit Stassfurter Salz 96.86 Proc Blei.

Wismuth[8]) kann weder durch Zink noch durch Wasserdampf, noch durch Polen entfernt werden (Unterharzer Bleie).

Durch den Treib- und Frischprocess wiird ein wismuthfreies Blei erzielt, indem sich das Wismuth wegen minderer Verwandtschaft zum Sauerstoff später oxydirt als Blei und sich in den letzten Glätten beim Abtreiben concentrirt.

---

1) Kerl, Met. 1, 695. B. u. h. Ztg. 1869, S. 330; 1871, S. 144. 2) B. u. h. Ztg. 1868, S. 231; 1869, S. 71, 271, 381; 1870, S. 92, 111, 440. 3) B. u. h. Ztg. 1869, S. 377; 1871, S. 190. 4) B. u. h. Ztg. 1868, S. 312; 1869, S. 271; 1871, S. 27. 5) B. u. h. Ztg. 1870, S. 122. 6) Preuss. Ztschr. 19, 166. 7) B. u. h. Ztg. 1870, S. 120, 122. 8) B. u. h. Ztg. 1870, S. 215. Preuss. Ztschr. 19, 168.

Statt des Wasserdampfes lassen sich auch **wasserhaltige Verbindungen**, z. B. Alkalien und Hydrate der alkalischen Erden, mit Blei zusammenschmelzen. Wasserdampf und Luft zugleich ins Metallbad geleitet, giebt Antimon und Zink haltende Krätzen, weniger geeignet für die Hartbleifabrikation.

Beispiel. Das **Verfahren beim Raffiniren**[1]) ist nachstehendes: Entsilbern des Werkbleies mittelst Zinkes, indem man entweder und am häufigsten das Zink im Bleibade schmelzen lässt und dann in demselben mittelst Spatels umrührt (wobei sich flachere Kessel von 2.5 M. Durchmesser und 470 Mm. Tiefe bei 13000 Kil. Einsatz besser bewährt haben, als tiefere von minderem Durchmesser) oder indem das im Kessel *a* (Fig. 63) in einer Eisenbüchse 1 eingeschmolzene Zink in dünnen

Fig. 63.

Strahlen im Werkblei aufsteigt und die Büchse an der Spindel 3 mittelst Getriebes 4 und Kurbel 5 in Rotation versetzt wird; Herausnehmen des Rührapparates und Abnehmen der auf dem Blei sich ablagernden Kruste von gold-, silber- und kupferhaltigem Zink (**Zinkschaum**); Ablassen des zink- und antimonhaltigen Blei aus *a* durch ein Zapfloch — besser durch einen Hebelschieber, als einen Stopfen zu verschliessen — in der Rinne *g* in den Kessel *d*, Aufsetzen des Deckels *e* zur Vermeidung von Silberverlusten und zum Schutz der Arbeiter, Einleiten von bei *s* überhitztem Wasserdampf durch *h* in das lichtrothglühende Blei, bis eine genommene Schöpfprobe beim Ausgiessen keine Lappenbildung vom Zinkgehalt (**Zinkschwanz**) am Löffel mehr, sondern sich auf einer erkalteten Schöpfprobe ein weisser krystallinischer Fleck (**Antimonspiegel**) zeigt; ferneres Einleiten von Wasserdampf während kurzer Zeit, um Wasserstoffgas, behuf Vermeidung von Explosionen, nebst Metalldämpfen nach oben in Condensationsräume abzuführen; Abheben des Deckels *e* mittelst Krahnvorrichtung, Abnehmen der Bleikrätze, Einleiten von Wasserdampf bei Luftzutritt, bis das Verschwinden des Antimonspiegels und eine gleichmässig bleigraue Farbe der Oberfläche sowie Regenbogenfarben auf einem Probeblock die

1) B. u. h. Ztg. 1869, S. 271; 1870, S. 111, 215.

Reinheit des Bleies anzeigen; Abnehmen der blei- und zinkhaltigen Oxyde und Schlämmen derselben, wobei zinkarmes Bleioxyd zum Verfrischen und bleihaltiges Zinkoxyd als Malerfarbe entstehen. Wismuth lässt sich auf diese Weise nicht entfernen.

Raffinirte Unterharzer Bleie zeigten sich bei einem Wismuthgehalt von 0.118—0.352 Proc. spröde beim Walzen und leichtschmelziger, als gewöhnliches Blei. Das Oberharzer auf vorstehende Weise erhaltene Blei ist sehr rein und enthält nur noch $^1/_{42}$ von dem Kupfergehalt des Frischbleies und $^1/_{10}$ von demjenigen des Pattinson-Bleies, Antimon resp. $^1/_{24}$ und $^1/_2$; der Wismuthgehalt ist grösser (zu Clausthal 0.0045, zu Lautenthal 0.0075 Proc.), als bei Frischblei.

	Cu	Sb	Fe	Zn	Ag	Bi	Ni
a.	0.001413	0.005698	0.002289	0.000834	0.00046	0.005487	0.00068
b.	0.002022	0.003335	0.001229	0.000776	0.000721	0.003650	0.000707
c.	0.006	0.002	0.004	0.003	0.0009	—	—
d.	0.00114	0.00458	0.006679	—	0.0004	—	—
e.	0.00106	0.00614	0.00078	—	0.0007	—	—

a und b. Vom Oberharz. c. Burgfeyer Hütte. d und e. Von Mechernich.

Saigern.

b) Saigern. Durch Einschmelzen von Bleien bei niedriger Temperatur lassen sich strengflüssige Metalle (Kupfer, Nickel, Kobalt) zum grossen Theil abscheiden. Das Saigern geschieht besser in Flammöfen mit geneigter Sohle (Fig. 137. 138), als auf Herden (Fig. 112. 113).

Beispiele.

Saigern von Unterharzer Werkbleien, wodurch man die Treibarbeit abkürzt und reinere Handelsproducte erzielt; Absaigern von Oberharzer kupferhaltigem Hartblei (S. 93).

In Schemnitz[1]) hat man das Saigern mit einem Polen combinirt (S. 98).

Kapniker Blei enthielt vor der Saigerung 0.53 Cu und nach derselben 0.12 Proc. Reich[2]) fand beim Saigern kupferhaltigen Bleies im Rückstand 5 Proc., im flüssigen Theil 0.08 Proc. Kupfer, beim abermaligen Saigern des Rückstandes resp. 20 und 0.4 Proc.

Oxydirendes Schmelzen.

c) Oxydirendes Schmelzen im Flammofen. Grössere Mengen von Antimon und Arsen, z. B. in Hartbleien, lassen sich nur durch anhaltendes Erhitzen in der Rothgluth unter wiederholtem Abziehen der Krätzen hinreichend entfernen, indem die Entstehung von antimon- und arsensaurem Bleioxyd die Oxydation ersterer begünstigt. Treibt man die Temperatur bis zum Schmelzen der Krätze (Abstrich), so wird die Bleiverflüchtigung grösser, wie das Abtreiben[3]) des Werkbleies zeigt. Bleie mit mehr als 5 Proc. Antimon und Arsen erfordern beispielsweise zur Raffination zwei Tage und darüber. Sehr antimon-, namentlich aber arsenhaltige Bleie bedürfen der Zuführung von Gebläseluft. Kupfer bleibt um so mehr im Blei zurück, je höher die Temperatur. Heisse Luft[4]) wirkt zwar energischer als kalte, oxydirt aber auch viel Blei. Nach Sièger[5]) sollen beim Raffiniren im Flammofen weniger Oxyde und Bleiverlust als beim Wasserdampfverfahren entstehen.

Raffiniröfen.

Die zum Raffiniren angewandten Flammöfen haben bei unreineren Bleien einen mehr flachen Herd, bei reineren einen vertiefteren und zwar besteht derselbe entweder aus einer flachen gusseisernen Pfanne (Stolberg u. s. w.), aus einem ummauerten Pattinson'schen Kessel (Rotherhitte bei London) oder einem mit einer muldenförmigen Eisenblechplatte ausgekleideten Herd von 0.25 bis 0.30 M. Tiefe und 0.15—0.20 M. Bassinhöhe. Das Eisen wird nur

---

1) B. u. h. Ztg. 1862, S. 319. 2) Erdm. J. f. pr. Ch. 78, 35. 3) B. u. h. Ztg. 1868, S. 313. 4) B. u. h. Ztg. 1864, S. 399. 5) B. u. h. Ztg. 1870, S. 79.

wenig angegriffen, wenn die Hitze nicht zu hoch und nicht zu viel Schwefel, Antimon und Arsen vorhanden. Letzteren Falls empfehlen sich Herde aus feuerfester Masse (Chamotte in Freiberg, sandigthonige Masse mit Bleischlacken imprägnirt, Ziegelmauerung in Bleiberg und Holzappel, in Marseille grosse Platten von Sandstein, Lava oder vulkanischem Tuff). Die Oefen haben seltener zwei einander gegenüber liegende Feuerungen [1]) (Panther Bleiwerk in Bristol, Stolberg), als eine solche und werden zweckmässig mit Unterwind versehen (Freiberg). Zuweilen ist der Herd mit einer beweglichen eisernen Kuppel überdeckt (Freiberg).

Beispiel. Ein Ofen mit eiserner Pfanne hat nachstehende Construction (Fig. 64. 65). *a* Pfanne, auf Mauerwerk und Sand ruhend, mit Rost an der einen kurzen Seite.

Fig. 64.

b Arbeitsthür, durch welche die Krätzen ausgezogen werden. *c* Stichöffnung, mit einem eisernen, wohl durch ein Hebelwerk angedrückten Pfropf oder mittelst

Fig. 65.

angefeuchteter Knochenasche geschlossen. *k* Kessel zum Einschmelzen sehr unreinen Bleies, welches nach Entfernung der Schlicker durch die eiserne Rinne *d* in die Pfanne gebracht wird. Reinere Bleie setzt man direct in letztere ein.

Raffinirverfahren. Man schmilzt das Blei langsam bei mässiger Temperatur ein, zieht die kupferreiche metallische Decke (Schlicker) ab, lässt anhaltend bei nicht bis zur Rothgluth steigender Temperatur, öfterem Abziehen der Oxyde und fleissigem Umrühren des Bleies die Luft anhaltend (je nach dem Antimon und Arsengehalt einige Stunden bis mehrere Tage) einwirken, bis nur noch schwache Ausscheidungen erfolgen

1) Kerl, Met. 2, 282.

und beim Zurückschieben derselben das Blei Regenbogenfarben oder die S. 96 angegebenen Kennzeichen zeigt.

Das Blei wird entweder in einen Kessel abgelassen und aus diesem in Formen ausgekellt oder zweckmässiger aus dem Sumpf in eine an einer Kette bewegliche Kelle mit Rinne abgestochen, welche über die kreisförmig aufgestellten mit Kalkmilch ausgestrichenen Formen hin geführt wird (Freiberg[1]), Stolberg, Holzappel). Zweckmässig befindet sich zum Ablassen des Bleies aus dem Raffinirofen vor der Ausflussöffnung ein Hebelschieber (Stolberg, Holzappel). Die Krätzen vom Einschmelzen des Bleies (Schlicker) werden meist im Raffinirofen gesaigert, das davon erfolgende Blei raffinirt; die durch Oxydation entstandenen Krätzen meist gefrischt, das erfolgende Hartblei raffinirt und die antimonreiche Frischschlacke auf eigentliches Hartblei verschmolzen. Producte.

Nach Richardson[2]) soll ein Zuschlag von einigen Procenten Soda beim Reduciren der Krätzen die Antimonreduction begünstigen und es enthielt ein Krätzblei ohne (a) und mit diesem Zusatze (b):

	a	b
Blei	82.88	58.70
Antimon . . .	16.09	40.66
Kupfer	0.68	0.32
Eisen	0.35	0.32

Schon vor längerer Zeit (1846) ist empfohlen worden, aus Bleikrätzen durch Zusammenschmelzen derselben mit Chlorblei ein gutes Blei darzustellen, indem schon in der Schmelzhitze des letzteren die Unreinigkeiten grösstentheils in die Schlacke gehen. Auch verhütet ein solcher Zusatz die Entstehung einer Bleihaut beim Einschmelzen des Bleies.

Beispiele.

Raffiniren im Zugflammofen. England.[3]) Gusseiserne Pfanne von 2.5—3.2 M. Länge, 1.57—1.88 M. Breite, und 0.26 M. Tiefe, Gewölbhöhe bei der Feuerbrücke über dem Pfannenboden 0.42 M., am entgegengesetzten Ende 0.21 M., Einsatz 8128—11170 Kil. Zeitdauer ein bis mehrere Tage. England.

Stolberg. Herdpfanne mit zwei Feuerungen von 2.97 M. Länge, 1.92 M. Breite, 0.143 M. Tiefe. Höhe des Gewölbes über dem Pfannenboden vor der Feuerbrücke 0.575 M., in der Mitte 0.68 M.; Feuerungsraum 2.197 M. lang und 0.68 M. breit. Einschmelzen von 3500—4000 Kil., Abscheiden des Bleidrecks unter Einrühren von Steinkohlengrus, Abnehmen des trocknen, pulverigen Krätzes mittelst durchlöcherter Kelle, 10stündige Oxydation bei öfterer Entfernung der Krätzen. 3750 Kil. erfordern in 12 St. 5 Scheffel à 275 Liter Steinkohlen und geben 4 Proc. Bleidreck. Stolberg.

Raffiniren im Gebläseflammofen. Freiberg.[4]) Ofen mit 2.831 M. langer, mitten 1.982 M. und an der Feuerbrücke 1.227 M. breiter Eisenpfanne fasst 5000 Kil., der Ofen mit Chamotteherd 6500 Kil. Einsatz. Einschmelzen, Abziehen der Schlicker, Zuleiten von schwacher Gebläseluft durch hinter der Feuerbrücke mündende Düsen. Zeitdauer bei Frischblei aus Glätte 4—5 St., bei Werkblei 10—12 St., bei Hartblei bis 60 St. und mehr. Freiberger Schlackenblei (a) zeigte in den verschiedenen Perioden des Raffinirens nach 6 St. (b), nach 14 St. (c), nach 19 St. (d) folgende Zusammensetzung: Freiberg.

	Pb	Cu	Fe	Ni	Sb	As	S	Sp. Gew.
a.	92.41	0.18	0.04	Spr.	5.54	1.64	0.13	10.787
b.	—	—	0.016	0.08	—	—	—	10.987
c.	97.56	0.44	0.03	0.03	0.74	0.56	—	11.162
d.	98.68	0.54	0.03	0.04	0.06	0.05	0	11.340.

d) Schmelzen mit Reagentien und zwar

Schmelzen mit Reagentien.

α) Im Schachtofen mit Puddelschlacken oder basischen Bleischlacken mit oder ohne Zuschlag von Sand.

Schlacken.

1) B. u. h. Ztg. 1865, S. 423, Taf. 10, Fig. 25; 1870, S. 127. 2) Percy-Rammelsberg, Bleih. S. 307. 3) Kerl, Met. 2, 280. 4) Plattner-Richter's Vorlesungen 2, 137. B. u. h. Ztg. 1865, S. 422.

Dieses von Flach[1]) angegebene Verfahren wurde früher zu Mechernich zur Raffination des bei der Entsilberung des Werkbleies durch Zink erfolgenden zinkischen Armbleies angewandt, indem sich dabei das Zink theils verflüchtigte, theils verschlackte, ist aber dem Dampfverfahren (S. 99) gewichen, bei welchem man an Arbeitslöhnen spart und nickel- und antimonfreies Blei erhält. — Zu Call werden die von der Reinigung des zinkhaltigen Armbleies mittelst Chlorverbindungen (siehe unten) erhaltenen Salzschlacken, deren Behandlung auf nassem Wege[2]) nicht verkäufliches Chlorzink lieferte, gemeinschaftlich mit antimonhaltigen Abfällen, welche von der Durcharbeitung des antimonhaltigen Bleies mit Kalk (s. unten) erfolgen, im Schachtofen mit Eisenschlacken auf zinkarmes Hartblei mit 2—3 Proc. Antimon durchgesetzt, welches nach abermaliger Behandlung mit Kalk walzbares Blei und antimonreiche Krätzen giebt. Diese im Schachtofen wiederum verschmolzen liefern Blei mit 10—14 Proc. Antimon, welches nach der Raffination mit $^1/_2$ Proc. Natronsalpeter[3]) gutes Letternmetall mit 10—12 Proc. Antimon giebt. Durch Schmelzen mit Puddelschlacken und Sand, dann durch Polen raffinirtes Blei von Burgfeyer Hütte (Commern) enthielt 0.002 Sb, 0.006 Cu, 0.004 Fe, 0.003 Zn, 0.0009 Ag.

Oxydationsmittel.

β) Mit Oxydationsmitteln.[4]) Kräftige Oxydationsmittel (Salpeter, Bleisulfat, Bleiglätte) begünstigen zwar die Oxydation der Unreinigkeiten, aber auch diejenige des Bleies.

Zu Call[5]) wird in einem Pattinsonkessel eingeschmolzenes Hartblei (s. oben) mit $^1/_2$ Proc. Natronsalpeter behandelt und zu Braubach rührt man in rothglühendes Blei von der Zinkentsilberung, nachdem dasselbe in einem Flammofen mit 1.255 M. weitem und 0.628 M. tiefen Herd eingeschmolzen und gepolt worden, Bleiglätte ein, bis sich kein Zinkspiegel mehr zeigt. Schwefelsaures Bleioxyd soll in Schmelzhitze Antimon unter Entwicklung von schwefliger Säure oxydiren.

Chlorationsmittel.

γ) Mit Chlorationsmitteln. Zur Raffination des bei der Zinkentsilberung erfolgenden zinkischen Armbleies wandte man zuerst zu Call Chlorblei[6]) an, welches sich mit dem Zink zu Blei und Chlorzink umsetzt, später ein in ähnlicher Weise wirkendes, aber billigeres Gemenge von schwefelsaurem Bleioxyd und Seesalz[7]) oder Stassfurter Abraumsalz[8]), dann letzteres nur allein, indem durch dessen Gehalt an Chlormagnesium das für den Process erforderliche Chlor geliefert wird, auch See- oder Kochsalz[9]) allein, aus welchem durch Oxydation gebildetes Bleioxyd unter Erzeugung von Bleioxydnatron Chlor frei macht.

Man rührt diese Reagentien von Zeit zu Zeit mit dem rothglühenden Metall am besten in flachen Kesseln mit grosser Oberfläche (2.51 M. Durchmesser und 0.576 M. Tiefe) um oder polt damit und lässt diese Wirkung etwa 24 St. oder so lange stattfinden, bis eine ausgegossene Probe keinen Zinkfleck im Mittelpunkte der Probe oder keine Linie von eigenthümlicher und sehr kenntlicher Farbe mehr zeigt. Die schaumige, hauptsächlich neben Blei Chlorzink und schwefelsaures Natron enthaltende Schlacke wird in oben angegebener Weise (S. 104) verarbeitet oder bei einem Schmelzprocess zugefügt. (Antimon lässt sich auf diese Weise nur unvollständig entfernen, weshalb es noch einer weitern Behandlung des antimonhaltigen Bleies bei Luftzutritt oder mit Kalk[10]) bedarf.)

Beispiele.

Während dieses Verfahren für aus der Zinkentsilberung stammende Bleie unter Anderem noch zu Call[11]) ausgeführt wird, ist dasselbe meist durch das Wasserdampfverfahren (S. 99) mit besserem ökonomischen Erfolge und Ersparung an Zeit ersetzt (Oberharz, Mechernich, Stolberg u. s. w.). Bei Versuchen auf

---

1) B. u. h. Ztg. 1868, S. 312, 313; 1869, S. 218; 1870, S. 92. 2) B. u. h. Ztg. 1869, S. 218; 1871, S. 424. 3) B. u. h. Ztg. 1871, S. 424. 4) Kerl, Met. 2, 285. Preuss. Ztschr. 17, 234. B. u. h. Ztg. 1870, S. 92. Oest. Ztschr. 1871, S. 228. 5) B. u. h. Ztg. 1871, S. 424. 6) B. u. h. Ztg. 1868, S. 312. 7) Ebend. 1868, S. 163; 1869, S. 218; 1871, S. 423. 8) Ebend. 1868, S. 313; 1870, S. 92. 9) Ebend. 1868, S. 312. 10) Ebend. 1871, S. 433. 11) Ebend. 1868, S. 312, 313; 1871, S. 423.

dem Oberharze (S. 97) erwies sich das Polen allein in ökonomischer Hinsicht vortheilhafter, als die gleichzeitige Anwendung von Chlorverbindungen und noch zweckmässiger als dieses das Wasserdampfverfahren.

Bleianalysen.[1])

	a.	b.	c.	d.	e.	f.	g.
Antimon . . .	0.046	0.003	0.0016—0.0008	0.0036	0.0020	0.0028	0.0003—0.0009
Kupfer	0.008	0.007	0.0004—0.0005	0.0021	0.0029	0.0021	0.0009—0.039
Eisen	0.004	0.005	0.0019—0.0023	0.0012	0.0023	0.0179	0.0014—0.0132
Zink	0.777	0.003	—	0.0008	0.0009	Spr.	0.0002—0.0007
Wismuth . . .	—	—	0.0023—0.0024	0.0006	0.0008	—	—
Thallium . . .	—	—	0.0003	—	—	—	—
Silber	0.00062	0.00062	0.0005	0.0006	0.0005	—	—

a—e. Von Call: a. Entsilbertes zinkhaltiges Armblei. b. Mittelst Chlorbleies und Kalks raffinirt. c. Mittelst schwefelsauren Bleies und Kochsalzes raffinirt. d und e. Neuere Bleianalysen. — f. Von Pirath und Jung's Hütte bei Commern, mittelst Kochsalzes raffinirt. g. Von Tarnowitz, mit Stassfurter Abraumsalz raffinirt.

Sonstige Reagentien.

δ) Sonstige Reagentien. Es sind noch in Anwendung zur Bleiraffination oder dafür empfohlen: ungelöschter Kalk (S. 104), welcher sich beim Umrühren mit Blei schwärzt und demselben Antimon entzieht (Call), Soda[2]) und Aetznatron, alkalische Bleichsalze, Eisenvitriol, ein Gemisch von saurem schwefelsauren Kali und Kochsalz[3]), Schwefelblei zur Abscheidung von Kupfer beim Zusammenschmelzen mit kupferhaltigem Blei, arsenige Säure oder Schwefelarsen zur Entfernung eines Arsengehaltes[4]) u. A.

II. Kupfer.

Kupfervorkommen.

39. Kupfererze. Das Kupfer findet sich in seinen Erzen gediegen und an Schwefel, Antimon, Arsen oder Sauerstoff gebunden.[5])

Der Verbindungszustand des Kupfers in den Erzen, sowie die Qualität und Quantität der fremden Beimengungen üben einen wesentlichen Einfluss aus auf das Verfahren bei der mechanischen Aufbereitung und hüttenmännischen Zugutemachung, sowie auf die Qualität des ausgebrachten Kupfers. So beeinträchtigen z. B. schon geringe Mengen von Sb, As und Bi die Festigkeit des Metalles; auch Ni und Co sind von Einfluss.[6]) Folgende Mineralien dienen hauptsächlich als Kupfererze.

Gediegen Kupfer.

1) Gediegen Kupfer.[7]) Theils in grösseren Stücken, theils in kleinen Körnern im Gemenge mit anderen Kupfererzen (Kupfersand, Kupferbarilla), bald mit Silber legirt, bald mit Krystallen von solchem gemengt (Obernsee).

1) B. u. h. Ztg. 1868, S. 312, 313; 1869, S. 218; 1870, S. 92. 2) Technologiste 25, 182. Dingl. 136, 147. 3) Watt, Diction. of Chemistry 3, 530. Wagner's Jahrb. 1868, S. 104. 4) Rev. univers. 1871, Vol. 29, p. 306. 5) Vorkommen der Erze in verschiedenen Ländern: Chevallier, Exposit. univers. de 1867 à Paris. Tom. V, p. 136. 6) Untersuchung der Kupfererze auf Verunreinigungen: B. u. h. Ztg. 1868, S. 93. 7) Wibel, das ged. Kupfer und das Rothkupfererz 1864. Entstehung in Hartmann's Allgem. Berg- u. hüttenm. Ztg. 1863, S. 164. Analysen: Erdm. J. 91, 47; B. u. h. Ztg. 1864, S. 168.

Vorkommen in Südamerika[1]) (Peru, Chili, Corocoro in Bolivia), Nordamerika[2]) (Obernsee, Minesota u. s. w.), Ural[3]), Brasilien u. s. w. Dasselbe liefert ein ausgezeichnetes Handelskupfer.

Werth.

2) Geschwefelte Kupfererze.

Aus solchen wird das meiste Kupfer gewonnen und hängt dessen Werth von der An- oder Abwesenheit gewisser schädlicher Begleiter (Arsenkies, Fahlerz, Bournonit, Schwefelantimon, Wismuthverbindungen[4]) u. s. w.) ab; meist silberleer enthalten die Erze zuweilen einen gewinnungswürdigen Gold- und Silbergehalt (Siebenbürgen, Fahlun, Mansfeld, Rammelsberg), häufig aber nur beim Zusammenvorkommen mit Blei- oder Silbererzen (Oberharz, Freiberg, Ungarn). Durch eine Beimengung von Schwefelkies wird der Kupfergehalt zuweilen sehr herabgedrückt (Erze vom Ural 4, Altai 9 und aus Sibirien bis 16, Rammelsberg 4—8, Oberharz 4—28 Proc. Cu), seltener durch einen Erdengehalt (Kupferschiefer mit 1½ bis 3 Proc. Cu) in Mansfeld, Riechelsdorf, Seesen, Anhalt.

Es gehören hierher:

Kupferkies.

Kupferkies (Gelferz in Ungarn genannt) $\dot{C}u\,\ddot{F}e = Cu\,Fe\,S_2$ mit 34.4 Cu, das verbreitetste Kupfererz, z. B. verarbeitet in Norwegen, Schweden, Russland, Harz, Freiberg, Dillenburg, Ungarn, Mansfeld u. s. w. — Buntkupfererz $\dot{C}u_3\,\ddot{F}e = 3\,Cu_2\,S + Fe_2\,S_3$ mit 55.7 Cu (nach Rammelsberg mit 56—70 Proc. Cu), meist mit Kupferkies und Kupferglanz gemengt (Cornwall, Monte Cattini in Toscana, New-Jersey u. s. w.). — Kupferglanz $\dot{C}u = Cu_2\,S$ mit 79.7 Cu, seltener für sich, als im Gemenge mit Kupferkies und anderen Kupfererzen (Cornwall, Chili, Toscana u. s. w.).

Buntkupfererz.

Kupferglanz.

Von untergeordneter Bedeutung sind Kupferindig, $\dot{C}u = Cu\,S$ mit 66.5 Cu (Chili, Insel Manilla[5]) und Silberkupferglanz $\dot{C}u\,\dot{A}g = Cu_3\,Ag_2\,S_2$ mit 31 Cu und 53 Ag (Sibirien, Chili, Peru u. s. w.). — Wismuthkupfererze finden sich unter Anderem im Canton Wallis.[6])

Werth.

3) Antimon- und arsenhaltige Kupfererze.

Dieselben liefern minder gutes Handelskupfer, erhalten aber zuweilen einen höheren Werth durch einen grösseren Silber-, auch wohl Quecksilbergehalt (Fahlerze).

Fahlerz.

Fahlerze $(\dot{C}u, \dot{F}e, \dot{Z}n, \dot{A}g, \dot{H}g)^4\,(\ddot{S}b, \ddot{A}s) = R_4\,Q_2\,S_7$, worin $R = Cu_2$, Ag_2, Fe, Zn, Hg u. s. w.; Q = Sb, As in sehr wechselnden Verhältnissen, mit 15—48 Cu, bis 30 und mehr Ag und 0—18 Hg; ohne Hg in Ungarn, Siegen, Andreasberg u. s. w., mit Hg in Ungarn, Nassau bei Roth, Tyrol, Toscana.

Bournonit.

Untergeordnet: Bournonit $\dot{C}u_3\,\ddot{S}b + 2\dot{P}b_3\,\ddot{S}b = Pb\,Cu\,Sb\,S_3$ mit 12.7 Cu und 41.7 Pb, silberleer (Cornwall, Oberharz, Chili). — Enargit $\dot{C}u_3\,\ddot{\ddot{A}}s = Cu_3\,As\,S_4$ mit 48.3 Cu (Peru, Insel Manilla, Mátraer Gruben in Ungarn).

Enargit.

Werth.

4) Oxydirte Kupfererze.

Secundäre Bildungen aus geschwefelten Erzen und mit diesen häufig vorkommend; wegen ihrer Reinheit durch einfache Hüttenprocesse ein ausgezeichnetes Product liefernd; stets silberarm.

---

1) B. u. h. Ztg. 1864, S. 93. 2) Kerl, Met. 2, 293. B. u. h. Ztg. 1871, S. 161, 370; 1872, S. 19. Hartm. Allgem. B. u. h. Ztg. 1862, Nr. 4. v. Leonhard's Jahrb. d. Min. 1869, Hft. 1. Sillim. J., 2. Sér., 34, 112. 3) B. u. h. Ztg. 1866, S. 252. 4) Polyt. Centr. 1862, S. 410. 5) B. u. h. Ztg. 1865, S. 37; 1866, S. 341. 6) B. u. h. Ztg. 1868, S. 269, 285.

Rothkupfererz $\dot{C}u = Cu_2O$ mit 88.8 Cu, in Südaustralien, Peru, Spanien, Nordamerika (Obernsee, New-Jersey), Cornwall und Devonshire, Toskana u. s. w.; im Gemenge mit Eisenoxydhydrat als Ziegel- oder Kupferpecherz. Roth-kupfererz.

Untergeordnet: Kupferschwärze $\dot{C}u = Cu\,O$ mit 79.8 Cu (Obernsee, Südaustralien). In der Kargalinskischen Steppe[1]) (Ural) finden sich Kieselkupfer, Malachit, Lasur, Kupferschwärze, Ziegelerz, Rothkupfererz, Volborthit nebst Buntkupfererz und Kupferglanz.

5) Kupfersalze. Werth.

Dieselben sind, wie die oxydischen Erze, secundären Ursprungs, bald ein ausgezeichnetes Product liefernd (Kupfercarbonate und Silicate, Atakamit, Kupfervitriol), bald ein minder tadelloses (phosphorsaures und arsensaures Kupferoxyd); selten gold- oder silberhaltig[2]) (Malachit und Lasur aus Algier, Lasur aus Spanien).

Malachit $\dot{C}u_2\,\dot{C} + \dot{H} = Cu\,C\,O_4 + H_2O$ mit 57.3 Cu (Ural, Südaustralien, Südamerika, Irland, untergeordnet Stadtbergen, Rheinbreitenbach, Twiste). Malachit. — Lasur $2\dot{C}u\,\dot{C} + \dot{C}u\,\dot{H} = Cu_3\,C_2\,O_7 + H_2O$ mit 55.1 Cu (Chessy, Böhmen, Südaustralien, Kanmanton mit einem Antimon- und Wismuthgehalt). Lasur. — Kupfervitriol $\dot{C}u\,\dot{S} + 5\dot{H} = Cu\,S\,O_4 + 5H_2O$ mit 25.3 Cu (Ungarn, Anglesea, Irland, Rammelsberg). — Kieselkupfer als Dioptas $\dot{C}u\,\dot{S}i + \dot{H} = Cu\,Si\,O_3 + H_2O$ Kieselkupfer. mit 39.9 Cu und Kupfergrün $\dot{C}u\,\dot{S}i + 2\dot{H} = Cu\,Si\,O_3 + 2H_2O$ Kupfergrün. mit 35.7 Cu (Ural, Süd- und Nordamerika). — Atakamit $Cu\,Cl + 3\dot{C}u + 3\dot{H} = Cu_4\,O_3\,Cl_2 + 3H_2O$ Atakamit. mit 59.4 Cu (Chili, Südaustralien). — Kupferphosphat mit 50—60 Cu (Rheinbreitenbach, Chili, Bolivia, Ungarn); ein Phosphorgehalt wirkt in ähnlicher Weise schädlich, wie ein Antimon- und Arsengehalt. Phosphat. — Kupferarseniat mit 30—35 Cu (Chili). Arseniat.

40. Kupfergewinnungsmethoden.[3]) Es lassen sich unterscheiden:

1) Processe auf trockenem Wege für kupferreichere Erze, welche dann und zwar sowohl geschwefelte und oxydirte Erze, als auch gediegen Kupfer in Flammöfen (englischer Process) oder in Schachtöfen (deutscher oder schwedischer Process) zugutegemacht werden. Trockne Processe.

Für Flammöfen sprechen: Vorhandensein von feuerfestem Ofenbaumaterial und billigem und gutem rohen Brennmaterial (auf 1 Theil Kupfer gehen 16 bis 18 Theile Steinkohlen und man braucht beim englischen Process 3 Mal so viel Brennmaterial als beim deutschen); eine grössere Production (diese muss mindestens 1,000,000 Kil. jährlich sein, wenn der Flammofenbetrieb hinreichenden Nutzen abwerfen soll); variable Beschaffenheit der Erze[4]); unreinere Erze, welche durch die mögliche öftere Wiederholung der Steinconcentrationen und Schmelzungen, sowie passende Zuschläge die Darstellung eines reineren Kupfers zulassen. Complicirter als der Schachtofenbetrieb, erfordert der Flammofenprocess eine grössere Flammofenbetrieb.

---

1) B. u. h. Ztg. 1863, S. 141; 1868, S. 193. 2) B. u. h. Ztg. 1862, S. 123. 3) Petitgand in Revue de l'exposit. de 1867 par Cuyper. Vol. 3, Nr. 6, p. 227. Chevallier, Exposit. univers. de 1867 à Paris. Vol. 5, p. 590. Literatur in Schubarth und Kerl's Repertor. d. techn. Literatur, Artik. Kupfer. 4) Untersuchung der Kupfererze auf ihre Verunreinigungen (Nickel, Kobalt, Antimon, Arsen) in B. u. h. Ztg. 1868, S. 93 (auch 1866, S. 24).

Schachtofenbetrieb.

Anzahl Operationen, mehr Geschicklichkeit abseiten der Arbeiter und theurere Apparate. — Der Schachtofen empfiehlt sich durch Einfachheit seiner Mittel, guter Nutzung der Materialien für grössere und kleinere Production bei hinreichend billigem verkohlten Brennmaterial, bei ärmeren und reicheren Erzen, aber von nicht sehr variirender Beschaffenheit, das Kupferausbringen ist rascher und die Schlacken sind ärmer, als beim Flammofenprocess. — Zuweilen hat man einen combinirten Schacht- und Flammofenprocess in der Weise, dass das Erz- und Schwarzkupferschmelzen im Schachtofen, die Steinconcentration und das Raffiniren im Flammofen geschieht.

Combinirt. Schacht- u. Flammofenproc.

Nasse Processe.

2) Processe auf nassem Wege. Denselben werden unterworfen: in erster Linie arme oxydische Kupfererze in kieseliger, nicht kalkiger Gangart, deren geringer Kupfergehalt sich beim Schmelzen unter bedeutendem Aufwand an Brennmaterial grossentheils verschlacken würde; zuweilen arme geschwefelte Erze, wenn der Schmelzprocess zu theuer kommt, z. B. bei theurem Brennmaterial, hohen Arbeitslöhnen, strengflüssigen Schlackenbildern (Quarz), welche bedeutende Zuschläge erfordern u. s. w.; endlich kupferreichere Erze, namentlich aber Zwischenhüttenproducte (Kupferleche, Schwarzkupfer), wenn eine Gold- oder Silbergewinnung daraus stattfinden soll.

Gewinnung von Nebenmetallen.

Eine Gold- und Silbergewinnung, mag dieselbe auf trocknem oder nassem Wege, je nach der Höhe des Gehaltes direct aus dem Erze oder einem Zwischenproducte (Lech, Speise, Schwarzkupfer) geschehen, macht den Kupfergewinnungsprocess stets complicirter. Ein Quecksilbergehalt wird zuweilen beim Rösten auf einfache Weise nutzbar gemacht, während man bleiische Kupfererze immer erst auf Blei verschmilzt und dabei das Kupfer in einem der Kupferarbeit zu übergebenden Stein zu concentriren sucht.

Erster Theil. Trockne Processe.

I. Abtheilung.

Schachtofenbetrieb. (Deutscher Process.)

1. Abschnitt.

Geschwefelte Erze.

Theorie.

41. Allgemeines. Der Kupfergewinnung aus geschwefelten Erzen liegt das chemische Verhalten zu Grunde, dass Kupfer zum Schwefel eine grössere und zum Sauerstoff eine geringere Verwandtschaft hat, als die dasselbe begleitenden Metalle (Eisen, Zink, Antimon, Arsen, Nickel, Kobalt, Blei, Wismuth u. s. w.), mit Ausnahme

von Silber und Gold, welche wegen geringerer Verwandtschaft zu Sauerstoff dem Kupfer folgen.

Die Abscheidung dieser fremden Stoffe geschieht um so vollständiger, je grösser die Differenzen in diesen Verwandtschaftsgraden und je weniger das Kupfer geneigt ist, mit denselben sich zu legiren (Eisen, Zink und Blei lassen sich leicht entfernen, schwieriger Nickel und Kobalt und geringe Mengen von Antimon und Arsen werden mit Hartnäckigkeit vom Kupfer zurückgehalten).

Rösten.

Man verwandelt zunächst durch ein oxydirendes Rösten einen Theil der Schwefelmetalle in Oxyde, wobei sich gleichzeitig Sulfate erzeugen, ein Theil der Schwefelmetalle unzersetzt bleibt und Schwefel, Antimon, Arsen u. s. w. sich im oxydirten Zustande theilweise verflüchtigen (S. 57).

Durch Einmengen von Brennmaterial zwischen das Röstgut wird die Zersetzung gebildeter antimon- und arsensaurer Salze und somit die Entfernung des Arsens und Antimons begünstigt, desgleichen die Zerlegung schwefelsaurer Salze, welche erst bei höherer Temperatur ihre Schwefelsäure abgeben, z. B. Zinkvitriol aus Zinkblende erzeugt.

Rohschmelzen.

Wird das Röstgut einem reducirenden und solvirenden Schmelzen (Rohschmelzen) mit passenden Zuschlägen bei einer gewissen nicht zu hohen Temperatur im Schachtofen unterworfen, so reducirt sich zunächst, nachdem in oberen Ofentheilen Wasser, Kohlensäure, Bitumen u. s. w. ausgetrieben worden, das zum Sauerstoff am wenigsten verwandte Kupferoxyd zu metallischem Kupfer und die schwefelsauren Metallsalze zu Schwefelmetallen, welche gemeinschaftlich mit den beim Rösten unzersetzt gebliebenen Schwefelungen, dem von höheren Schwefelungsstufen (Schwefelkies) entlassenen Schwefeldampf und aus verflüchtigter Schwefelsäure frei gewordenem Schwefel das metallische Kupfer wegen seiner grossen Verwandtschaft zum Schwefel aufnehmen und eine neue, kupferreichere Schwefelung, Rohstein, geben (vorwaltend Schwefelkupfer und Schwefeleisen, mit welchen aber geringe Mengen von Blei, Nickel, Kobalt, Zink, Silber, Arsen und Antimon im geschwefelten Zustande verbunden sein können). Dagegen werden die zum Sauerstoff verwandteren fremden Metalloxyde bei der betreffenden Temperatur nicht reducirt, sondern vereinigen sich mit dem Solvirungsmittel (Kieselsäure, sauren Schlacken) und den beigemengten Erden schon oberhalb der Form, vollständig aber erst vor derselben zu Erz- oder Rohschlacke.

So lange in der Beschickung noch mehr Schwefel vorhanden ist, als das ausgeschiedene metallische, vorhandenes oxydisches oder verschlacktes Kupfer zur Bildung von Cu_2S bedürfen, wird das Kupfer in dem Rohstein angesammelt, da unter Anderem oxydirtes Kupfer und Schwefeleisen sich in Schwefelkupfer und oxydirtes Eisen umsetzen.

Bei einem grösseren Antimon- und Arsengehalt des Erzes werden die beim Rösten gebildeten antimon- und arsensauren Metalloxyde theilweise zu Antimon- und Arsenmetallen reducirt, welche mit den unzersetzt gebliebenen Arsen- und Antimonmetallen eine Speise geben, aus welcher nutzbare Metalle (Gold, Silber, Kupfer) sich nur schwieriger abscheiden lassen. Der Rohstein wird geröstet und zwar bei hinreichendem Kupfergehalt und Abwesenheit von Antimon und Arsen

Rohsteinröstung.

so stark, dass der Schwefelgehalt bis auf geringe Mengen entfernt ist (Todtrösten) und das Röstgut im Wesentlichen die Oxyde von Kupfer, Eisen, Zink, Blei u. s. w. nebst geringen Mengen schwefelsaurer Salze enthält. Werden diese wiederum einem reducirenden und solvirenden Schmelzen bei einer nicht zu hohen Temperatur unterworfen, so reducirt sich Kupferoxyd nebst mehr oder weniger grossen Mengen anderer Oxyde und es entsteht ein unreines, äusserlich mit einer schwarzen Oxydhaut sich überziehendes Kupfer (Schwarzkupfer), über welchem sich eine dünne Lage Stein (Dünnstein) ablagert, welcher sich aus der geringen Menge unzersetzter und aus Sulfaten reducirter Schwefelmetalle gebildet hat und meist wieder ins Steinrösten kommt. Das Schwarzkupfer wird zur weiteren Reinigung einem oxydirenden Schmelzen (Gaarmachen) unterworfen, wobei die fremden zum Sauerstoff verwandteren Metalle sich oxydiren und zu einer mehr oder weniger geschmolzenen oder nur gefritteten Masse (Gaarschlacke, Gaarkrätz) sich vereinigen, aber auch, wenn erstere hinreichend abgeschieden werden sollen. sich etwas Kupfer in Oxydul verwandelt, welches theils in die Schlacke geht, theils in innigem Gemenge mit dem Kupfer bleibt und noch nicht geschmeidiges Gaarkupfer giebt. Damit dieses zur mechanischen Verarbeitung (Walzen, Drahtziehen u. s. w.) tauglich wird. muss ihm durch reducirendes Schmelzen (Hammergaarmachen) das Kupferoxydul entzogen werden und man erhält geschmeidiges. hammergaares Kupfer.

Schwarzkupferschmelzen.

Rohgaarmachen.

Hammergaarmachen.

Die kupferhaltigen Abfälle (Krätzen) werden entweder bei passenden Arbeiten wieder zugeschlagen oder für sich verarbeitet, wobei man silber- und goldhaltige Producte von davon freien getrennt behandelt.

Krätzschmelzen.

Die auf den verschiedenen Hütten vorkommenden Modificationen dieses Processes können unter Anderem veranlasst werden:

Modificationen.

1) Durch einen Arsen- oder Antimongehalt oder beide.

Bei Antimon- u. Arsengehalt.

Zu möglichster Entfernung von Antimon und Arsen empfehlen sich folgende Mittel:

a) Einmengen von Kohle oder kohlenstoffhaltigen Substanzen beim Rösten zur Zerlegung gebildeter antimon- und arsensaurer Salze (z. B. bei Fahlerzen): Zusatz von Schwefelkies beim Rösten behuf Verflüchtigung des Arsens als Schwefelarsen, welche vollständiger sein kann, wie diejenige als schweflige Säure (Enargit auf der Insel Manilla.[1])

b) Schärfere Röstung oder reichlicher Zusatz von oxydischen Producten. wodurch beim Rohschmelzen der Fall von etwas speiseartigem Schwarzkupfer veranlasst wird, welches den grössten Theil des Arsens und Antimons aufnimmt. während der Rohstein reiner wird (Oker, Ural[2]), Ungarn[3]); oder Zusatz von reinem rohen Kies (Glaubersalz, Sodarückstände) beim Verschmelzen des mit Kohle scharf gerösteten Erzes, wobei sich Schwefelarsen[4]) verflüchtigt. — Anwendung höherer und weiterer Oefen, weil die Verflüchtigung von Arsen und Antimon um so vollständiger stattfindet, je langsamer und bei je allmählicher steigender Temperatur die Reduction vor sich geht. — Ausscheidung von Antimon und Arsen nach Beudant[5]) und Benoit durch Zuschlag von Eisen und Blei beim Schmelzen.

c) Wiederholte schwache Röstungen und darauf folgende reducirend-solvirende Schmelzungen der Steine, woraus die Spur-, Concentrations- oder

1) B. u. h. Ztg. 1866, S. 342. 2) v. Tunner's Montanindustrie Russlands S. 87. 3) Oest. Ztschr. 1859, S. 282, 292. 4) B. u. h. Ztg. 1865, S. 38, 40; 1866, S. 342, 350; 1867, S. 58. Kerl, Met. 2, 563. 5) Berggeist 1856, S. 237.

Mittelsteine hervorgehen, welche zuletzt todtgeröstet und auf Schwarzkupfer verschmolzen werden. Man mengt bei diesen Röstungen zuweilen kohlenhaltige Stoffe ein und sucht auch wohl einen Theil Arsen und Antimon beim Spuren absichtlich in einer Speise auszuscheiden (Ungarn[1]). Kräftig reinigend wirkt ein oxydirendes Schmelzen (Verblasen) der Leche oder Speisen bei Zutritt von Gebläseluft (Andreasberg[2]), Ungarn[3]).

d) Gaarmachen des Schwarzkupfers statt im kleinen Herd im Spleissofen; Zusatz von Dünnstein beim Gaarmachen zur Verflüchtigung von Schwefelarsen[4]), ferner von Blei unter gleichzeitigem Polen, oder ohne solches; wiederholte Erzeugung eines Ueberschusses von Kupferoxydul im Spleissofen und Reduction desselben durch eingemengte Holzkohle (Ungarn[5]).

2) Durch einen Gehalt an Zinkblende, welche beim Rösten in schwierig zu zerlegendes Sulfat übergeht. Bei Zinkblendegehalt.

Das Sulfat reducirt sich beim Rohschmelzen theilweise zu Schwefelzink, welches zur Bildung kupferreicher Schlacken (Skumnas) Veranlassung giebt, wenn man das Sulfat beim Rösten nicht durch Einmengen von Kohle zerstört (Schweden[6]). Zinkoxyd wird theils verschlackt, theils reducirt und giebt dann zur Bildung von Ofenbrüchen Veranlassung.

3) Durch einen Gold- und Silbergehalt. Bei Gold- und Silbergehalt.

Dieser wird je nach dessen Grösse aus dem Erz, dem Stein oder Schwarzkupfer extrahirt.

4) Durch einen Kobalt- und Nickelgehalt. Kobalt- und Nickelgehalt.

Derselbe concentrirt sich zum Theil im Schwarzkupfer, erschwert dessen Gaarmachen und kann auf trockenem Wege nur unvollkommen, z. B. durch Blei, abgeschieden werden.

5) Durch den Aggregatzustand der Erze. Aggregatzustand.

Dieser kann auf die Auswahl des Röstverfahrens influiren.

6) Durch Gewinnung von Nebenproducten, Gewinnung von Nebenproducten.

indem man beim Rösten Schwefel als solchen oder in Gestalt von schwefliger Säure[7]) nutzbar macht, auch wohl dabei Quecksilber gewinnt u. A.

7) Durch Einschieben von Flammofenarbeiten in den Schachtofenbetrieb. Flammofenarbeiten.

Rösten von Steinen (seltener Erzen), Concentriren von Steinen und Raffiniren des Schwarzkupfers (Mansfeld, Freiberg), seltener Schwarzkupferschmelzen im Flammofen (Ungarn). Unter sonst gleichen Umständen liefert das Erzschmelzen im Schachtofen reinere Schlacken und man erhält bei den Steinarbeiten darin rascher Schwarzkupfer.

Zur Abkürzung der Kupferhüttenprocesse sind unter Anderem folgende Vorschläge gemacht: Abkürzung der Processe.

a) Todtrösten der Erze und sofortiges reducirend-solvirendes Schmelzen derselben auf Schwarzkupfer, wobei aber unter bedeutender Kupferverschlackung letzteres sehr unrein ausfällt und grössere Verluste beim Gaarmachen entstehen (nur bei sehr reinen reichen Erzen angewandt, z. B. zu Linz am Rhein.[8]) Durch schwächeres Rösten und Schmelzen auf Rohstein, der dann geröstet und wiederholt concentrirt werden kann, lassen sich die Unreinigkeiten allmählich, aber vollständiger entfernen und etwa verschlacktes Kupfer wird durch vorhandene Schwefelmetalle stets wieder geschwefelt. $2\dot{C}u + 2\dot{F}e + \breve{S}i = 2\dot{C}u + \dot{F}e_2\breve{S}i$ oder $2Cu_2O + 2FeS + SiO_2 = 2Cu_2S + Fe_2SiO_4$. Schwarzkupferschmelzen mit Erzen.

---

1) Oest. Ztschr. 1859, S. 292. 2) Kerl, Oberh. Hüttenpr. 1860, S. 520, 691. 3) Oest. Ztschr. 1859, S. 325, 329. 4) B. u. h. Ztg. 1866, S. 351. 5) Jahrb. d. k. k. geol. Reichsanst. 1853, S. 626. 6) B. u. h. Ztg. 1859, S. 70, 71. 7) Bode, die Schwefelsäurefabrikation 1872: Benutzung von Rohstein, Spurstein und Schwefeleisen für die Schwefelsäurefabrikation S. 4, 53, 57, 89, 91. 8) Berggeist 1858, S. 651.

Gebläseluft bei geschmolzenen Kupfersteinen.

b) Nach Jossa und Laletin[1]): Verschmelzen der Kupfererze in einem Flammofen auf Kupferstein, Bessemern desselben durch Einleiten von stark comprimirter Gebläseluft zur Erzeugung von Cu_2S, welches abzustechen und im mehrförmigen Spleissofen auf Schwarzkupfer mit 98 Proc. Cu zu verarbeiten ist. — Ein ähnliches Verfahren ist von Rittinger[2]) vorgeschlagen, nämlich Gebläseluft durch eine hohle Rührkrücke in geschmolzenen Kupferstein unter Aufstreuen von Quarz zur Verschlackung oxydirten Eisens einzuleiten. — Nach Tessié du Motay[3]): Schmelzen des Erzes in einem aus zwei Schachtöfen mit communicirendem Canal bestehenden Apparat und Einleiten von Gebläseluft in die flüssige Masse, um einen reichen Kupferstein zu erhalten.

Schmelzen mit alkalischen Zuschlägen.

c) Nach Wagner[4]): oxydirendes Schmelzen der Kupfer- und Dünnsteine mit Salpeter zur Darstellung von Kupfer aus denselben. — Schmelzen des Kupfersteins nach Napier[5]) mit Aetzalkalien und Eisen zur Ausscheidung von Kupfer. Ein Zusatz von Eisen ist auch wohl für Fahlerze empfohlen, um Antimon und Arsen in einer Speise abzuscheiden.[6])

1. Capitel. Rösten der Kupfererze.

Grad der Röstung.

42. Allgemeines. Der Grad der Röstung, welche die mehr oder weniger vollständige Umwandlung der Schwefelmetalle in Metalloxyde (S. 109), eine Entfernung von Bitumen (Kupferschiefer) und Wasser, ein Zusammenfritten von Kläre (Kupferschiefer) u. s. w. bezweckt, richtet sich hauptsächlich nach dem Schwefelgehalt und der Reinheit der Erze.

Von den am häufigsten vorkommenden Schwefelmetallen[7]) verwandelt sich am leichtesten Schwefeleisen in Oxyd, dann folgen der Reihe nach die Schwefelmetalle des Kupfers, Zinkes und Bleies (S. 57). Bei schwefelarmen Erzen, z. B. Fahlerzen, bedarfs gar keiner Röstung, sondern dieselben werden roh auf Rohstein verschmolzen (Ahrn in Tyrol[8]).

Schwefelreichere Erze erfordern, damit nicht zu kupferarmer Rohstein erfolgt, eine öftere Röstung, als schwefelärmere (Unterharzer Erze eine 3malige, Oberharzer eine nur einmalige Röstung); bei sehr schwefelarmen Geschicken kann sich sogar ein Zuschlag von rohem Kies empfehlen, um demnächst beim Schmelzen nicht gleich Schwarzkupfer zu erhalten.[9]) — Unreine Erze röstet man wohl schwächer, um ohne Schwarzkupferfall mehr Stein zu erhalten, bei dessen wiederholtem Rösten und Concentriren namentlich Arsen und Antimon[10]) Gelegenheit finden, verflüchtigt und verschlackt zu werden. Bei grösserem Antimon- und Arsengehalt empfiehlt es sich, durch stärkere Röstung auf die Bildung von etwas Schwarzkupfer hinzuwirken (S. 110). Zur Entfernung des Antimons und Arsens kann das Einmengen von Brennstoff (auch bei Zinkblende zweckmässig) und Schwefelkies beitragen (S. 110).

Beurtheilung des Röstgrades.

Zur Beurtheilung des richtigen Röstgrades dient häufig der Kupfergehalt des erfolgenden Rohsteines (gewöhnlich 25—35, nicht über 40 Proc.). Bei zu weit getriebener Röstung fällt der Stein reicher aus, es pflegt sich dann mehr Kupfer zu verschlacken und es kann gleichzeitig schon Schwarzkupfer entstehen; bei zu schwacher Röstung erfolgt ein kupferarmer Stein, welcher sich wegen geringeren specifischen Gewichtes weniger vollständig von der Schlacke sondert und zur Concentration umfangreichere kostspieligere Arbeiten erfordert.

Beim Erhitzen von Schwefelkies unter Luftabschluss in einer Atmosphäre von Generatorgasen, welche viel Kohlenwasserstoffgas und freies Wasserstoffgas enthalten, entsteht Schwefelwasserstoff, welchen man zu Foldal[11]) in Norwegen zum Ausfällen des Kupfers aus seiner Lösung benutzt hat.

---

1) Oest. Ztschr. 1868, Nr. 50. B. u. h. Ztg. 1871; S. 7. Berggeist 1868, Nr. 50. 2) Oest. Ztschr. 1871, No. 35. B. u. h. Ztg. 1872, S. 114. 3) Dingl. 199, 221. 4) B. u. h. Ztg. 1870, S. 189. 5) London. Journ. of arts V. 30, p. 110. 6) Mechan. Magaz. 56, 288. 7) Röstverhalten der Schwefelmetalle in Plattner's Röstprocessen, Kupferkies S. 85 und 187. Bode, die Schwefelsäurefabrikation S. 65, 110. 8) B. u. h. Ztg. 1868, S. 403. 9) B. u. h. Ztg. 1866, S. 349. 10) Röstverhalten von Antimon- und Arsenmetallen in Plattner's Röstprocessen S. 149, 162, 252; Fahlerze S. 91. 11) B. u. h. Ztg. 1860, S. 459; 1862, S. 129. Preuss. Ztschr. 14, 95.

Verbrennungstemperaturen u. s. w. für Schwefelmetalle.

Bode[1]) hat für verschiedene geschwefelte Erze und Hüttenproducte die Verbrennungstemperaturen und die Mengen schwefliger Säure ermittelt, welche dieselben für die Schwefelsäuregewinnung zu geben vermögen:

	a.	b.	c.
Schwefelkies	2588° C.	1563° C.	8.93 Proc.
Magnetkies	2698° »	—	—
Einfach-Schwefeleisen . .	2725° »	—	7.62 »
Kupferkies	2425° »	—	—
Kupferglanz	1976° »	—	—
Zinkblende	2850° »	1712° »	6.05 »
Buntkupfererz	2246° »	—	—
Antimonglanz	2517° »	—	—
Mansfelder Kupferrohstein	2391° »	—	6.477 »
„ Spurstein . .	2161° »	—	—
„ Silberrohstein	2810° »	1887° »	—

a. Verbrennungswärme bei Zutritt der gerade erforderlichen Sauerstoffmenge. b. Verbrennungstemperaturen für den Fall, dass die Röstung der Condensation der schwefligen Säure zu Schwefelsäure vorangeht und die aus den Bleikammern austretenden Gase 6 Volumproc. freien Sauerstoff besitzen. c. Volumprocente schwefliger Säure in den Röstgasen, bei Anwesenheit von 6 Volumproc. freiem Sauerstoff.

Entzündungstemperatur.

Die Rösttemperatur der Schwefelmetalle ist nicht mit der Entzündungstemperatur zu verwechseln, welch letztere bei den meisten Schwefelmetallen nicht hoch ist, z. B. für Schwefelkies Temperatur des verbrennenden Schwefels; Magnetkies, Bleiglanz und Kupferstein angehende Dunkelrothgluth; Zinkblende mässige Rothgluth; Speiskobalt angehende Rothgluth. Gleich beim Beginne der Röstung entstehen weisse Nebel von Schwefelsäure.[2])

43. Röstmethoden.

Nachstehende Röstmethoden sind üblich:

Vortheile u. Nachtheile.

1) Haufenröstung (Bd. 1, S. 20). Trotz der Unvollkommenheiten dieses Verfahrens (unvollkommene Ausnutzung der Wärme, unvollständige, von Witterungsverhältnissen abhängige Röstung, lange auf die Verzinsung des in den Erzen angelegten Capitals ungünstig wirkende Röstezeit, Erforderniss geräumiger Röstplätze, Entweichen von schwefliger Säure in die Luft u. s. w.), hat dasselbe eine allgemeinere Anwendung gefunden bei niedrigen Holzpreisen für schwefelreichere Kupfererze in Bruchstücken wegen rascher und billiger Herstellung der Röstvorrichtung, geringen Arbeitslöhnen und des Nichterfordernisses einer vollständigen Abröstung.

Ersetzung durch Schachtöfen.

Neuerdings ist die Haufenröstung jedoch vielfach durch Schachtofenröstung ersetzt, wobei ganz wesentlich an Brennmaterial gespart, die Arbeit allerdings unter Mehraufwand von Arbeitslöhnen beschleunigt und die Nutzbarmachung der schwefligen Säure für die Schwefelsäurefabrikation ermöglicht wird (Ober- und Unterharz).

Einrichtung der Haufen.

Je nach ihrem Schwefel- oder Bitumengehalt (Kupferschiefer) erhalten die Erze eine mehr oder weniger starke Brennmaterialunterlage und werden ganz im Freien (Unterharz) oder unter Bedachung geröstet (Oberharzer Kupferkiese, einmal im Freien geröstete Unterharzer Erze). Antimon-, arsen- und zinkblendehaltige Erze erfordern ein Einmengen von Brennmaterial. Schliege bringt man bald auf die Sohle des Haufens bald als Decke auf denselben oder mit Kalk, Mutterlauge u. s. w. eingebunden in denselben.

1) Bode, Schwefelsäurefabrikation 1872, S. 4, 63. 2) Kerpely, Fortschr. 5, 286.

Einer Silberverflüchtigung[1]) wirkt man durch eine starke Klärdecke, hinreichende Höhe der Haufen und dichtes Lagern nicht zu dicker Erzstücke entgegen.

Modificationen.

Beim Haufenrösten können nachstehende Modificationen vorkommen:

Ohne Schwefelgewinnung.

a) Rösten ohne Schwefelgewinnung. Bei schwefelärmeren Erzen entweder nur auf einer Unterlage von Brennmaterial (Oberharz, Mansfeld) oder bei gleichzeitiger Einmengung von solchem (Atvidaberg) oder auch von Schwefelkies behuf Austreibung eines Arsengehaltes (Manilla).

Beispiele. Oberharz.

Oberharz.[2]) Einmaliges Rösten von 108000—117000 Kil. Kupferkies mit 10—25, durchschnittlich 18 Proc. Kupfer in bedachten Haufen während 11 bis 13 Wochen mit 18000—24000 Kil. Rösteholz; neuerdings in Schachtöfen.

Mansfeld.

Mansfeld. Rösten der Kupferschiefer[3]) (weniger zur Entfernung des Schwefels, als zum Verbrennen des Bitumens, indem rohe Schiefer mehr Brennmaterial erfordern und strengflüssigere unreinere Schlacken geben wegen des darin feinvertheilten Kohlenstoffs, reich an mechanisch beigemengten Steinkörnern), statt früher in grossen Haufen (Bd. 1, S. 144, Fig. 72) von 400—500 Fuder à 3000 Kil., welche 6 Mon. rösteten, jetzt mit einem Kranz von Wellholz in langen schmalen Haufen[4]) von 80—200 Fuder Inhalt, welche bei gleichem Erfolg nur 4 Wochen brennen, wobei sich das Betriebscapital verringert und man nicht so hohe Schieferbestände zu halten braucht. Bei zu starkem Zuge entstehen unerwünschte Sinterungen, welche einen Zusatz von rohen Schiefern erfordern. Das Brennen der Schiefer in Schachtöfen[5]) war zu theuer und gab zu wenig Theerausbeute, während das Brennen der Schieferkläre (1500 Kil. in 24 Stunden) auf horizontalen Rosten in backofenförmigen Oefen von 1.26—2.51 M. Weite und 628 Mm. Höhe mit zum Schornstein führendem Fuchs im Gewölbe Vortheile gewährt (rascheres Verschmelzen mit weniger Brennmaterial und bei besserem Schmelzgang). Das Auffahren der Schiefer in schweren Wagen, wobei die Masse zusammengedrückt wird, ist durch das Auftragen durch besondere Arbeiter ersetzt. Brennverlust 11 Proc.

Atvidaberg.

Atvidaberg.[6]) Rösten von zinkblendehaltigem Kupferkies und Skumnas (S. 3, 46) unter Einmengung von Brennmaterial.

Manilla.

Manyacan auf Manilla.[7]) Rösten arsenreicher Erze in Haufen von 25000 Kil. Inhalt (11000 Kil. Enargit- und Kupferindigstuff, 11000 Kil. Kiesstuff in abwechselnden Lagen damit und als Decke 3000 Kil. Setzgraupen und Schlieg), 1 M. hoch über der 20 Cm. hohen Holzlage, Röstdauer 5 Wochen, reichliche Entwicklung anfangs von Schwefelarsen, später von arseniger Säure.

Mit Schwefelgewinnung.

b) Rösten mit Schwefelgewinnung (Bd. 1, S. 143). Ein solches kommt bei an Schwefelkies reichen Erzen vor, welche bei dem beschränkten Luftzutritt Schwefeldampf entlassen, den man in Löchern auf der Oberfläche des Haufens zu flüssigem Schwefel verdichtet (Unterharz).

Zuweilen verbindet man damit eine Kernröstung (Bd. 1, S. 20), wo dann bei sorgfältig bedeckten Haufen die Röstung verlängert wird (Agordo, Foldal). Bei diesem Kernrösten wird von Aussen nach Innen das Schwefeleisen immer mehr in Eisenoxyd zerlegt, während das unzersetzt bleibende Schwefelkupfer oder von den aufsteigenden Schwefeldämpfen oder von Schwefeleisen wieder geschwefeltes oxydirtes Kupfer mit dem einem Kupferstein ähnlichen Kern zusammenschmilzt oder auf diesem einen Streifen bildet, welcher von kupferkiesähnlicher Farbe am reichsten an Schwefelkupfer ist (Fig. 66; s. f. S.). Norwegische Erze mit 0.5—1 Proc. Cu geben Kerne mit 7—15 Proc. Cu, schwedische Erze mit 4 bis 5 Proc. Cu einen Kern mit 14 und die darum liegende Schicht mit 20 Proc. Cu, während die äussere oxydirte Schale 3 Proc. Cu enthielt. Die Schwefelmenge in

---

1) Kerl, Met. 1, 91; 2, 342. 2) Kerl, Met. 2, 443. 3) Kupferschieferbergbau in Preuss. Ztschr. Bd. 19, Lief. 4 u. 5. 4) B. u. h. Ztg. 1869, S. 432; 1870, S. 425. 5) B. u. h. Ztg. 1867, S. 79; 1869, S. 379, 433. 6) Kerl, Met. 2, 419. 7) B. u. h. Ztg. 1866, S. 341.

den Kernen ist bald grösser, bald kleiner, als zur Bildung von Cu_2S und einfachen Sulfureten erforderlich, so dass im ersteren Fall die Anwesenheit von Fe_2S_3 oder Schwefelkies, in letzterem von Fe_2S anzunehmen ist. Die angereicherten Partien enthalten gewöhnlich Cu_2S, FeS und Fe_2S.

Fig. 66.

a Eisenoxydkruste. *b* Schwefelkupfer mit wenig Schwefeleisen (Kupferstein). *c* Buntkupfererz. *d* Kupferkies. *e* roher Kern.

Beispiele.

Unterharz.

Unterharz.[1]) Die 6 bis 8 Proc. Cu enthaltenden Erze werden ähnlich wie die Bleierze (S. 59, Fig. 42) einmal in freien Haufen, dann noch zweimal in bedachten Haufen geröstet; Schwefelausbringen nur $^1/_3$ Proc. statt 14.5 Proc. Neuerdings Rösten in Schachtöfen unter bedeutender Ersparung an Brennmaterial und Nutzbarmachung einer grösseren Menge Schwefel für die Schwefelsäurebereitung.

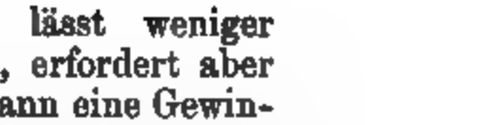
Agordo.[2]) Rösten von Schwefelkiesen mit 2 Proc. Cu in quadratischen Haufen von 6 M. unterer Seite, 4 M. oberer Seite und 2.3 M. Höhe mit 5—6 Cbm. Holz und Gewinnung von 0.002 Schwefel bei Kernröstung.

Vortheile u. Nachtheile.

2) Stadelröstung. Dieselbe gewährt gegen Haufenröstung eine Ersparung an Brennmaterial, vollständigere Röstung, höheres Schwefelausbringen und lässt weniger mechanische Verluste zu, erfordert aber mehr Arbeitslöhne. Es kann eine Gewinnung von Schwefel (auch wohl Quecksilber), sowie eine Kernröstung stattfinden. Das Erz erhält meist eine Unterlage von Holz bei Stadeln mit horizontaler Sohle, seltener verwendet man Stadeln mit geneigter Sohle bei Flammenfeuerung (Freiberger Röststadel, S. 60).

Fig. 67.

Fig. 68.



Einrichtung der Stadeln.

Ohne Schwefelgewinnung.

a) Rösten ohne Schwefelgewinnung. Das Verfahren weicht von dem der Bleierzröstung nicht ab (S. 58), sowohl bei Stadeln mit

1) Kerl, Rammelsberger Hüttenprocesse S. 71. 2) Kerl, Met. 1, 375. B. u. h. Ztg. 1864, S. 104. Engin.-and min. Journ., New-York 1872 No. 9.

horizontaler Sohle (Oberharz), als mit geneigter Sohle und Flammenfeuerung (Freiberg).

Letztere gaben für Unterharzer Erze keine gleichmässige Röstung.

Mit Schwefelgewinnung.

b) Rösten mit Schwefelgewinnung (Fahlun[1]), wobei auch eine Kernröstung (Agordo[2]), Wicklow[3]), Huelva[4]) stattfinden kann.

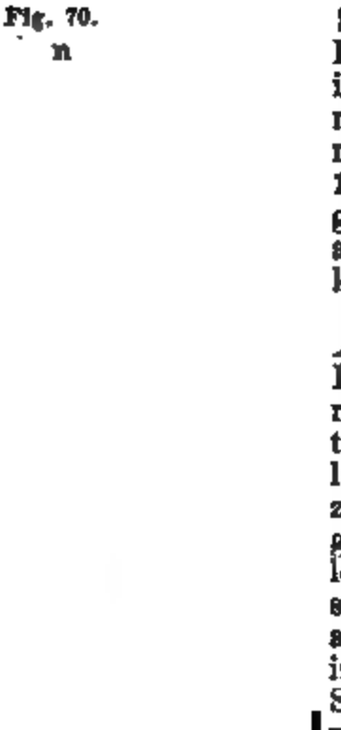
Beispiele.

Agordo.

Agordo. Kernrösten in steyerischen Stadeln *A* (Fig. 67 68; s. v. S) von 17 M. Länge, 4.3 M. Breite und 2.5 M. Höhe mit 1.58 M. dicken Wänden *m*. Sohle aus kleinen Pyramiden und Flächen *a* bestehend, mit Rinnen *b*, welche ausgesaigerten Schwefel in die Hauptrinnen *c* leiten, aus welchen derselbe durch Canäle *f* in Sümpfe *g* gelangt. *e* Schwefelkammern, in deren jede 9 Canäle die

Fig. 69.

Fig. 70.



Schwefeldämpfe zur Condensation aus dem Innern abführen. Durch Oeffnungen unten in den Wänden tritt Luft in die Stadel. Erze mit 2 Proc. Cu geben 13—14 Proc. Kerne mit 4.5 Proc. Cu und 76 Proc. Rinden mit 1.3 Proc. Cu, welches auf nassem Wege gewonnen wird, und 0.2—0.4 Proc. Schwefelausbringen. Der Kupfergehalt in den Kernen kann indes bedeutend steigen.

Huelva.

Huelva in Spanien. (Fig. 69. 70.) *A* Doppelstadeln von 4 M. Breite, 19 M. Länge und 8 M. Höhe bei 400 Ton Feuerungsraum für Erze mit 2—4 Proc. Cu. *B* Eintrageöffnungen *C* Erz auf einer Reisigunterlage. *E* Decke aus Grubenklein. *d* Züge zu den Canälen *a*, welche am entgegengesetzten Ende durch Züge mit den Canälen *b* communiciren, aus denen nicht Condensirtes in mit Schiebern bei *c* versehene Canäle *f*, aus diesen in die Kammer *g*, von da durch *h* in die Kammer *k* und aus dieser in den Schornstein *m* gelangt. *n* Thüren zum Ausräumen des Schwefels. Röstdauer 5 Monate.

Mit Quecksilbergewinnung.

c) Rösten mit Quecksilbergewinnung in Ungarn.[5]) Näheres darüber beim Quecksilber.

Vortheile.

3) Schachtofenröstung. Dieselbe ist mehrfach an die Stelle der Haufen- und Stadelröstung getreten, um bei continuirlichem Betriebe, schnellerer Arbeit und vollständigerer Röstung Brennmaterial zu

1) Kerl, Met. 2, 428. B. u. h. Ztg. 1867, S. 399. 2) Kerl, Met. 2, 436. B. u. h. Ztg. 1864, S. 104. Berggeist 1869, Nr. 56. 3) B. u. h. Ztg. 1858, S. 25. 4) B. u. h. Ztg. 1865, S. 202. 5) B. u. h. Ztg. 1865, S. 369.

sparen, die schweflige Säure von der Umgebung der Hüttenwerke abzuhalten und für die Schwefelsäurebereitung nutzbar zu machen (Ober- und Unterharz, Freiberg u. s. w.).

Wasserdämpfe[1]), sowie galvanische Ströme[2]) sind nicht bewährt gefunden.

a) Erze in Bruchstücken. Es gilt für die Röstung das S. 60 über die Bleierze Mitgetheilte. Bruchstücke.

α) Schwefelreichere, leichtflüssigere Erze röstet man am zweckmässigsten in Kilns (S. 61, Fig. 47), nach oben erweiterten niedrigen Schachtöfen, indem man die Oxydationsluft auf die Oberfläche der zu röstenden Erze führt und dabei einer zu hohen Steigerung der Temperatur im Röstgute entgegenwirkt. Die Kilns sind dann meist ohne Rost (Fig. 47, S. 61), z. B. für die Unterharzer Kupfererze (S. 115).

Zu Oker röstet man reiche Kupfererze in kleinen Kilns (S. 61) bis auf 13 Proc. Schwefel ab (in 24 St. 212 Kil.), rättert die Kläre ab und röstet die zurückbleibenden Kerne in grossen Oefen von 3.77 M. Höhe, 1.88 M. Breite und 3.14 M. Länge bis auf 4—5 Proc. Schwefel ab; reiche Kiese und mit 8 Proc. Thon angebatzte Stöckel in backofenförmigen Kiesbrennern mit Sohle aus beweglichen Rosten bis auf 3—4 Proc. Schwefel (206 Kil. per Q.-M. in 24 St.) und arme Kupfererze in 6.28 M. langen, 2.51 M. hohen und 1.26 M. breiten Oefen bis auf 5 Proc. Schwefel (800 Kil. in 24. St.) Oker.

Fig. 71.

β) Schwefelärmere Erze (und Leche) erhalten einen höheren und geräumigeren prismatischen (S. 51) oder nach oben zusammengezogenen Ofenschacht bei Zuführung der Oxydationsluft mehr von unten.

Ein Freiberger Kiln (Fig. 71) hat im Schachtraum *A* unten 1.26 M., im Bauche *m n* 1.57 M. und oben 1.05 M. Weite. Höhe des Kohlensacks *m n* über der Spitze der Sohle 1.02 M.; ganze Höhe 3.45 M. *a* Auszieh- und Luftzuführungsöffnungen. *b* Arbeits- oder Räumöffnungen. *c* Canal zur Abführung der schwefligen Säure. Neuere Oefen[3]) haben für Leche bei 3.14 M. Höhe 3.14 × 1.57 M. Weite, für Stuffkiese 3.14 M. Höhe und 2.20 × 1.57 M. Weite. Dimensionen der Oberharzer Kilns S. 51. Freiberg.

1) B. u. h. Ztg. 1856, S. 136; 1861, S. 446. 2) B. u. h. Ztg. 1853, S. 302; 1854, S. 167.
3) B. u. h. Ztg. 1871, S. 244.

Schliege. b) Erze in Schliegform. Die Schliege werden entweder mit Thon oder Eisenvitriolmutterlauge zu Stöckeln geformt und in Kiesbrennern oder Kilns geröstet (S. 61) oder direct dem Gerstenhöfer'schen Ofen (S. 62), dem Stetefeldt'schen Ofen (S. 63), am Unterharz neuerdings versuchsweise dem Hasenclever'schen Ofen[1]) übergeben. Letzterer gestattet Korngrössen bis 12 Mm.

Gerstenhöfer's Ofen. Gerstenhöfer's Röstofen. Es stellen dar: Fig. 72 den Querdurchschnitt nach *MN*, Fig. 73 die Vorderansicht, Fig. 74 den Durchschnitt nach *PQ* und Fig 75 die Chargirvorrichtung. Das feinpulverige Erz fällt aus dem Kasten *E*

Fig. 72. Fig. 73.

P

durch das Sieb *o* in den eisernen Kasten *G*, gelangt aus diesem, durch Schieber *h*, zu reguliren, durch die Schlitze *d* im Gewölbe *w* auf die Erzvertheiler *m* des glühenden Schachtes *A*, von diesen auf die einzelnen, auf Lagersteinen *x* ruhenden Träger *n*. Durch einen mit Stellvorrichtung *t* versehenen Canal *l a* oder bei Weg-

1) B. u. h. Ztg. 1871, S. 182. Ztschr. d. Ver. deutsch. Ingen. 16, 509.

Fig. 74.

Fig. 75.

lassung desselben jetzt immer durch die Oeffnungen *b* tritt Oxydationsluft dem im Schacht herabfallenden Schliege entgegen. Der durch die Oeffnung *h* behuf Glühendmachens der Ofenwände zu befeuernde Rost *r* wird später weggenommen und die Oeffnung *i* vermauert. *k* Ausziehöffnung. *q*, *s* und *b* Räumlöcher, vorn mit einer Eisenbüchse *c* geschlossen, darin ein mit Thonpfropfen versehenes Loch zum Beobachten, zur Luftzuführung und zum Abräumen der Ansätze von den Trägern. *e* Fuchs. *B*, *C*, *E* Flugstaubkammern. *D* Gewölbe. *g* Oeffnung. Schacht *A* im Mansfeldschen 5.648 M hoch, 1.412 M. breit und 0.785 M. tief. Wandstärke 0.628 M. an der langen und 0.471 M. an der schmalen Seite.

Dieser Ofen, in seinen Leistungen bei passender Erzbeschaffenheit (kiesige gepulverte Erze, bleifrei oder bleiarm) von keinem anderen Röstapparat übertroffen, zeigt in der beschriebenen Construction einige Uebelstände, welche man neuerdings jedoch mit Erfolg zu beseitigen gesucht hat.

Als neuere Verbesserungen an dem Ofen[1]) sind zu bezeichnen:

Fig. 76.

a) Zur Verminderung des Flugstaubes die Anbringung nur eines Schlitzes *b* (Fig. 76) zur Schliegzuführung mit zwei die Schüttvorrichtung vereinfachenden Fütterwalzen *a* darüber, dann die Abführung der Gase durch vier seitliche Oeffnungen *c* im Gewölbe des Ofens *A*, von welchen je zwei mit seitlichen Zügen *d* in Verbindung stehen, welche einerseits in die Flugstaubkammern, andererseits nach der Vorderseite hin ausmünden. Es lässt sich dabei der Flugstaub bequemer in die Flugstaubkammern oder in den Ofen krücken und es bildet sich weniger Flugstaub, indem der Abzug der Gase weit von dem einfallenden Staubstrom verlegt ist. *e* Vertheilungsträger. *f* Träger. — Eine andere Einrichtung zur Verminderung des Flugstaubes besteht darin, dass man die zu röstenden Massen an den beiden schmalen Seiten einfallen lässt, während der Gasabführungscanal sich an einer langen Seite befindet.

Fig. 77.

b) Zur Erleichterung des Ausziehens des Röstgutes das Unterschieben eines Wagens unter die offene Ofensohle, welche mit einer Hebelklappe oder einem Schieber zu schliessen ist; am besten aber wird das Röstgut aus dem Schacht *A* (Fig. 77) durch die Oeffnung *e* in ein gusseisernes Gehäuse *a b c d* entlassen, in welchem eine mit Kurbel *E* zu bewegende Schnecke das Material bis zur Oeffnung *g* schafft, durch welche dasselbe in den Wagen *D* fällt. Zum Schutz der Arbeiter gegen die schweflige Säure befindet sich an der Hinterwand des vom Wagen *D* eingenommenen Raumes ein in den Schornstein führender Abzugscanal und die Vorderseite desselben wird durch zwei Bleche bis auf einen Spalt über der Hüttensohle geschlossen, durch welchen Zugluft einzieht. Um schwer röstende Substanzen

1) Bode, die Schwefelsäurefabrikation, Berlin 1872, S. 44. B. u. h. Ztg. 1872, S. 315.

(z. B. Zinkblende), einer höheren Temperatur aussetzen zu können, ist der mit Trägern *f* versehene Ofenschacht wohl noch durch ein Flammloch *k* mit einer Feuerung *B* in Verbindung gesetzt. *m* Schürloch. *n* Aschenfallloch. *b* Rost. *h* und *i* Luftzuführungs- und Räumlöcher. *C* Flugstaubkammer.

c) Zur Luftzuführung, welche früher durch einen Strom unterhalb der Träger geschah, dienen jetzt die Räumöffnungen *h*, besonders im oberen Ofentheil, wodurch die Röstung beschleunigt, diese gleichmässiger und die Arbeit erleichtert wird in Vergleich zu der früheren Anwendung gepresster und erhitzter Luft.

Hasenclever's Ofen. Der ältere Ofen (Fig. 78) hat folgende Einrichtung: *A* Trichter zur Aufnahme des Erzes, welches auf den Platten *a* bis *e*, *F* bis *g* nach unten gleitet und durch Drehen einer Walze *h* mittelst eines zeitweilig voll Wasser laufenden Rades ins Fördergefäss geschafft wird. *B* Kiesbrenner, dessen Gase gemeinschaftlich mit denen aus dem Schacht durch *D* in die Schwefelsäurekammer gehen (Versuche zu Oker). Hasenclever's Ofen.

Fig. 78.

Der neuere Hasenclever'sche Ofen[1]) besteht aus einem geneigten, von unten erhitzten Canal, in welchem in Zwischenräumen vertikale Querwände nicht ganz bis zur Sohle des Canals niedergehen. Durch den bleibenden Zwischenraum rutscht das Erz in gegebener Lagenstärke auf der Sohle hinab, während die Röstgase durch Oeffnungen in den Scheidewänden hindurchgehen und am obersten Punkte abziehen (Stolberg, Oberhausen u. a.). Leistung bei Erzen bis selbst 12 Mm. Korngrösse ausgezeichnet.

4) Flammofenröstung. Wegen bedeutenderen Aufwandes an Brennmaterial und Arbeitslöhnen und weil es meist keiner vollständigen Abröstung der Kupfererze bedarf, kommen Flammöfen seltener in Anwendung. Bei reinen Erzen gestatten sie eine wesentliche Abkürzung der Röstzeit, bei unreinen Erzen eine vollständigere Abröstung unter Zuschlag reinigender Substanzen. Nachtheile.

Bei Schliegform der Erze und billigem Brennmaterial (Septèmes[2]), Manila[3]), zur Beschleunigung des Processes (Müsen[4]), wenn reine Erze auf Stein (Briglia[5]) in Italien) oder direct auf Schwarzkupfer verschmolzen werden sollen (Doppelofen zu Linz[6]), oder bei arsen- und antimonhaltigen Erzen, welche vollständiger abzurösten sind (Phönixhütte[7]) in Ungarn), auch wohl mit kiesigen Erzen in diesem Zustande verschmolzen werden. Beispiele.

5) Gefässofenröstung. Dieses kostspielige, der Nutzbarmachung von schwefliger Säure wegen früher hier und da ausgeführte Verfahren (Oker[8]) ist durch die billigen Röstmethoden in Kilns oder im Gerstenhöfer'schen und Hasenclever'schen Ofen meist verdrängt. Nachtheile.

Derartige Gefässöfen bestehen aus reihenweise über und neben einander liegenden langen muffelartigen Räumen, welche von der Flamme einer darunter liegenden Steinkohlenfeuerung umspielt werden. Durch die Chargiröffnungen an Beispiel.

1) Ztschr. d. Ver. deutsch. Ingen. 16, 505, 542. 2) B. u. h. Ztg. 1859, S. 249. 3) B. u. h. Ztg. 1866, S. 343. 4) B. u. h. Ztg. 1863, S. 91. 5) Petitgand in Rev. de l'exposit. univers. de 1867. Vol. 3, No. 6, p. 262. 6) B. u. h. Ztg. 1860, S. 191. Kerl, Met. 2, 441. 7) B. u. h. Ztg. 1865, S. 294. 8) Kerl, Rammelsberger Hüttenprocesse 1861, S. 156.

der Vorderseite zieht Oxydationsluft ein, während durch Oeffnungen an der Hinterseite die schweflige Säure in einen gemeinschaftlichen Canal tritt (früher zu Oker). Oder man verbindet einen Röstschachtraum für Stückkiese in der Weise mit darüber liegenden Muffeln, dass dieselben von der aus ersterem aufsteigenden heissen schwefligen Säure von aussen erhitzt werden, wie bei Perret's und Ollivier's Ofen[1]) (Fig. 79. 80). *A* Raum zur Aufnahme der auf dem Roste *a*

Fig. 79.

Fig. 80.

lagernden Stuffkiese. *b* sechs Etagen zur Aufnahme des Erzschlieges. *c* Chargiröffnungen. *d* Schlitz, in welchem die Erze beim Ausziehen herabfallen. *e* Fuchs zur Ableitung der Röstgase. *f* Bleipfanne zur Concentration der Kammersäure

Röstproducte.

44. Röstproducte. Als Producte vom Rösten können erfolgen: geröstete Erze in Stück- oder Schliegform (Stücke sind gutgeröstet porös, erdig, rothbraun mit mehr oder weniger unzersetztem Kern; schwarze Farbe deutet auf an Kupfer reiche Erze oder bei beschränktem Luftzutritt entstandenes Eisenoxyduloxyd); Rohschwefel, wird durch Umschmelzen (Unterharz) oder Sublimiren geläutert; schweflige Säure; Quecksilber (Ungarn); Röstesohlen, zur Vitriolbereitung oder zum Erzschmelzen; krystallinische Producte (Schwefel, arsenige Säure, Schwefelarsen, Antimonoxyd u. s. w.).

2. Kapitel. Schmelzen der gerösteten Erze. (Rohschmelzen.)

Chemische Vorgänge.

45. Theorie. Der Theorie nach sollen, wenn man die gerösteten Erze (Oxyde, Sulfate, unzersetzte oder auf niedrigere Schwefelungsstufe zurückgeführte Schwefelmetalle) bei einer gewissen, nicht zu hohen und zu niedrigen Temperatur einem reducirenden und solvirenden Schmelzen unterwirft, beim allmählichen Niedergange im Schachtofen mit Brennmaterial die schwerer, als das Kupferoxyd reducirbaren fremden Metalloxyde (von Eisen, Zink, Mangan u. s. w.) durch Kieselsäure oder Silicate zu Rohschlacke verschlackt werden, während das Kupferoxyd sich zu Oxydul und dann zu Metall reducirt.

1) Muspr.-Kerl, techn. Chem. 3, 1389. Bode, Schwefelsäurefabrikation S. 111.

welches mit den unzersetzten und den durch Reduction der Sulfate erhaltenen Schwefelmetallen einen Stein (Rohstein) giebt. Etwa verschlacktes Kupferoxydul wird von Schwefelmetallen, namentlich Schwefeleisen geschwefelt und so ebenfalls in den Stein geführt (S. 111).

Wirkung von Schwerspath.

In ähnlicher Weise, nur schwächer schwefelnd aufs Kupfer, wie Schwefeleisen, wirken Schwerspath und Gyps, nachdem dieselben im Ofen zu Schwefelbarium und Schwefelcalcium reducirt worden.[1]) Besonders im Gemenge mit Kieselsäure und Schwefeleisen wird Schwerspath leicht zersetzt; es entsteht eine leichtflüssige Schlacke aus Kieselsäure, Eisenoxydul und Baryterde, während gleichzeitig gebildetes Schwefelbarium auf metallisches und oxydirtes Kupfer schwefelnd wirkt. (Concentration der Freiberger Kupfersteine im Flammofen.) Gleiche Aequivalente Fluss- und Schwerspath (9.9 und 29.2) geben die leichtschmelzigste Verbindung.

Modification obiger Reactionen.

46. Hauptfactoren beim Rohschmelzen. Die obigen normalen Reactionen können unter Anderem durch nachstehende Einflüsse modificirt werden:

Temperatur.

1) Durch die Temperatur. Bei zu niedriger Temperatur reducirt sich oxydirtes Kupfer unvollständig und verschlackt sich mehr; bei zu hoher Temperatur, wie sie meist im Ofen herrscht, reduciren sich auch andere schwerer reducirbare Oxyde, statt sich zu verschlacken.

Eisenoxyd giebt bei zu hoher Temperatur Gold, Silber, Kupfer u. s. w. aufnehmende und den Ofengang störende Eisensauen oder wenigstens eisenreicheren und kupferärmeren Lech; Zinkoxyd in reichlicherer Menge zinkische Ofenbrüche (Unterharz[2]), Atvidaberg[3]) und zwar um so mehr, je reicher das geröstete Erz an den betreffenden Oxyden und je höher die Temperatur. Auf die Höhe der Temperatur influiren besonders: Verhältniss zwischen Brennmaterial und Erz, Qualität des ersteren (Holzkohlen oder Cokes), Höhe der Oefen, Windverhältnisse u. s. w.

Reducirende Wirkung.

2) Durch die stärkere oder geringere reducirende Wirkung. Ist dieselbe zu schwach, so wird mehr Kupfer verschlackt, wenn zu stark, fremde Metalloxyde in reichlicherer Menge.

Es influiren darauf besonders die Höhe der Oefen, Chargirmethode, leichteres oder dichteres Brennmaterial, Grössenverhältnisse zwischen Erz- und Brennmaterialstücken, kalte oder heisse Gebläseluft, Neigung der vorderen und hinteren Ofenwand u. s. w.

Röstgrad.

3) Durch den Grad der Röstung. Je nachdem zu schwach oder zu stark geröstet worden, erfolgen zu kupferarme Steine oder es scheidet sich unreines nur mit grossen Verlusten gaarzumachendes Kupfer (Schwarzkupfer) bei grösserer Kupferverschlackung ab.

Den Grad der Röstung erfährt man weniger aus dem Ansehen des Röstgutes, als aus dem Kupfergehalt des beim Schmelzen erfolgenden Steines, welcher gewöhnlich 25—35 Proc. betragend, 40 Proc. nicht übersteigen darf, weil sich sonst in reichlicherer Menge Kupfer verschlackt. Von dem Einfluss eines Antimon-, Arsen- und Zinkgehaltes auf den Grad der Röstung war bereits die Rede (S. 110).

Fremde Beimengungen.

4) Durch die Qualität und Quantität fremder Beimengungen. Dieselben können störend wirken durch Begünstigung von Ansatzbildung im Herde (Eisensauen bei überschüssigem Eisenoxyd); durch Verunreinigung des Kupfersteins (Eisen, Antimon, Arsen,

---

1) B. u. h. Ztg. 1860, S. 184. Plattner-Richter's Vorles. 2, 196. Preuss. Ztschr. 19, 185. Kerl, Met. 1, 169. 2) Kerl, Rammelsberger Hüttenprocesse 1861, S. 42, 185. 3) B. u. h. Ztg. 1859, S. 74.

Blei); durch Bildung von Ofenbrüchen (Zinkoxyd, auch Antimon und Arsen); von Speise (Antimon und Arsen), welche nutzbare, nur mit grossen Verlusten daraus wieder abzuscheidende Metalle aufnimmt, aber zur Reinigung des Kupfersteins beiträgt (S. 111); von schwefelhaltigen Schlacken, deren Schwefelgehalt z. B. nutzbare Metalle (Silber, Kupfer) in erstere zieht (S. 56), auch die Entstehung strengflüssiger Schlacken und Skumnasschlacken (S. 3, 46) herbeiführt (Zinkblende).

Nebenreactionen.

Durch Einwirkung der geschwefelten auf die oxydirten Bestandtheile des Schmelzgutes können noch allerhand Nebenreactionen entstehen.[1]) Durch Einwirkung von Cu_2S auf Cu_2O, CuO oder $CuSO_4$ können sich je nach den angewandten Verhältnissen metallisches oder oxydirtes Kupfer bilden, z. B. $Cu_2S + 2Cu_2O = 6Cu + SO_2$; $Cu_2S + 4CuSO_4 = 6CuO + 5SO_2$: $Cu_2S + 2CuSO_4 = 2Cu_2O + 3SO_2$. — FeS wird durch Kieselsäure für sich nur wenig, bei Gegenwart von Kohle fast vollständig zerlegt. Cu_2S wird durch Fe, Zn, Sn, Sb, Pb unter Ausscheidung einer Legirung von Cu mit dem betreffenden Metalle und Bildung von Lechen zersetzt, von PbO je nach dessen Menge bald unter Bildung von kupferhaltigem Blei entschwefelt, bald in Cu_2O verwandelt. Metallisches Cu giebt mit PbO neben oxydischer Schlacke mehr oder weniger kupferhaltiges Blei und Cu_2O mit PbO Schlacke und Stein. Die Reducirbarkeit des CuO durch Sb hat man zu Tajova[2]) zur Abscheidung des Kupfers aus Speise benutzt.

Normale Beschickung.

5) Durch das Beschicken. Man sucht die Beschickung so einzurichten, dass neben einem bis etwa 30 Proc. Kupfer und etwa 26 Proc. Schwefel enthaltenden Stein eisenoxydulhaltige, zwischen Singulo- und Bisilicat liegende oder einem Bisilicat mit bis 50 Proc. Kieselsäure sich nähernde Schlacken ohne Eisensauenbildung erfolgen, welche den passenden Schmelzbarkeits- und Flüssigkeitsgrad und ein nicht zu bedeutendes specifisches Gewicht besitzen, um eine möglichst vollständige Absonderung des Rohsteins zu gestatten.

Solche graue, grüne oder schwärzliche, zum Glasigen um so mehr neigende Schlacken, je mehr das Eisenoxydul gegen erdige Basen zurücktritt (Mansfelder Kupferschieferschlacken), erstarren auch nicht zu schnell, geben weniger Ansätze im Herde und greifen das Ofengemäuer minder an, als basischere. Damit bei dem nicht unbedeutenden Kieselsäuregehalt Kupfer vor Verschlackung hinreichend geschützt ist, muss ein hinreichender Schwefelgehalt im Röstgute vorhanden sein.

Derartige Musterschlacken haben z. B. nachstehende Zusammensetzung:

Musterschlacken.

	a.	b.	c.	d.	e.
Kieselsäure . . .	47.91	34.67	36.39	50.00	45.20
Thonerde	7.51	4.38	11.06	15.67	—
Kalkerde	1.11	3.53	4.63	20.29	6.28
Magnesia	0.35	—	0.54	4.37	2.40
Eisenoxydul . . .	39.30	48.25	44.14	8.73	42.69
Eisenoxyd . . .	1.22	—	—	Cu_2O 0.67	—
Manganoxydul . .	0.38	2.00	—	—	—
Zinkoxyd	—	2.89	—	1.11	—
Bleioxyd	—	1.07	PbS 2.71	—	—
Zink	0.49	—	Cu_2S 0.78	—	—
Kupfer	0.16	—	FeS 1.05	—	Cu 0.63
Schwefel	0.70	1.85	—	—	2.61

a. Von Fahlun, Sauerstoffverh. 12.8 : 24.8. b. Vom Oberharz (Altenauer H.). Sauerstoffverh. 15 : 18. c. Desgleichen von Lautenthaler Hütte. d. Kupferschiefer-

1) Kerl, Met. 2, 356. 2) B. u. h. Ztg. 1871, S. 362.

schlacke von Kupferkammer, Sauerstoffverh. 1 : 1,5. e. Rohschlacke von Phönixhütter Gelferzen.

Nur bei besonderer Erzbeschaffenheit, namentlich bei bedeutendem Vorwalten saurer oder basischer Bestandtheile erzeugt man saurere oder basischere Schlacken, als die obigen Musterschlacken.

Aenderung der normalen Beschickung.

Wollte man in solchen Fällen auf diese beschicken, so bedürfte es einer grossen Menge tauber Zuschläge, wodurch viel Schlacke entsteht, welche mehr Brennmaterial erfordert und grössere Verluste an verschlacktem Kupfer und eingemengtem Stein herbeiführt, so dass dabei der Schaden grösser sein kann, als wenn man mindere Quantitäten saurerer oder basischerer Schlacken, die allerdings auch Uebelstände haben, erzeugt.

Aus diesem Grund können kieselsäurereiche Erze zweckmässiger auf zwischen Bi- und Trisilicat liegende Schlacken beschickt werden.

Kieselsäurereiche Beschickungen.

Solche Schlacken sind strengflüssiger, nehmen leichter Kupferoxydul auf, fliessen zäher, sind fadenziehend, erstarren langsamer, haben ein geringeres specifisches Gewicht und glasige Beschaffenheit, greifen das Ofenbaumaterial nur wenig an und gestatten deshalb längere Campagnen (z. B. im Mansfeldschen über 1 Jahr lange). Sehr zähe Schlacken sind zur Aufnahme von Steingranalien geneigt und die unmittelbar über dem Steine abgehobenen Scheiben müssen ins Schmelzen zurückgegeben werden.

Beispiele.

Manche Mansfelder Kupferschiefer- (a), namentlich Sanderzschlacken (b); quarzreiche Fahlerze von Garpenberg in Schweden (c), deren Sulu-Schlacken Quarzkörnchen einschliessen; Tunaberger mit Quarz und Glimmer vorkommende Erze (d); Schlacken von Linz a. Rhein.

	a.	b.	c.	d.
Kieselsäure	54.13	57.43	56.5	56.51
Thonerde	10.53	7.83	6.0	9.42
Kalkerde	19.41	23.40	6.3	20.05
Magnesia	1.79	0.87	14.3	6.40
Eisenoxydul	10.83	7.47	14.9	6.21
Kupferoxydul . . .	2.03	0.30	—	—
Fluor	—	1.97	—	—

a. Kupferschlacke von Kupferkammer, Sauerstoffverh. zwischen Basen und Säure 1 : 2.5. b. Sanderzschlacke von Sangerhäuser Hütte, Sauerstoffverh. 1 : 2.1. c. Suluschlacken von Garpenberg. d. Desgl. von Nafvequare in Schweden.

An Schwefelkies reiche Erze liefern beim Rösten viel Eisenoxyd, zu dessen Verschlackung nach vorheriger Reduction zu Oxydul man nur so viel kieselsäurehaltige Zuschläge giebt, dass Singulo- und selbst Subsilicatschlacken entstehen.

Eisenoxydreiche Beschikkungen.

Derartige eisenreiche an Erdbasen ärmere Schlacken sind dünnflüssig, erstarren rasch und geben deshalb leicht Ansätze, begünstigen die Eisensauenbildung, greifen das Ofengemäuer stark an, geben deshalb kurze Campagnen (z. B. zu Oker von nur 3—4 Tagen), zerspringen nach dem Erkalten und haben bei schwarzer, mehr oder weniger metallisch glänzender Farbe ein grösseres specifisches Gewicht, was neben der leichten Erstarrbarkeit ein Zurückhalten von Steintheilchen begünstigt.

Beispiele.

Die Schlacken von Röraas in Norwegen (a) und (b) nähern sich dem Singulosilicat, die Oker'schen Schlacken (c) sind Subsilicate.

	a.	b.	c.
Kieselsäure	31.44	28.5—29.2	21.62
Thonerde	7.86	8.9— 9.6	5.15
Kalkerde	—	1.2— 3.0	2.57
Magnesia	4.46	5.1—11.6	—
Eisenoxydul	55.21	51.0—52.8	65.62
Kupferoxydul	—	Spr.— 0.4	2.26
Schwefel	—	—	2.08

a. Sauerstoffverh. zwischen Basen und Säure 1 : 1. c. Desgl. 1 : 0.7.

Regeln beim Beschicken.

Beim Beschicken nach obigen Grundsätzen sind nachstehende Regeln zu beobachten:

a) Selten enthalten die gerösteten Erze schon das zur Schlackenbildung erforderliche Erdenverhältniss (manche Kupferschiefer), meist müssen quarzreiche oder thonreiche Erze mit basischen gattirt oder mit basischen Zuschlägen (Kupferstein- und Schwarzkupferschlacken, Kalkstein[1]) besser im gebrannten, als im rohen Zustand, Flussspath, selten Eisensteinen), sowie basische, eisenoxydreiche Erze mit sauren gattirt oder mit sauren Zuschlägen (sauren Schlacken, Thon, Thonschiefer, selten Quarz, ausnahmsweise zu Viquintipa[2]) in Südamerika Tinkal) versehen werden.

Flussspath empfiehlt sich besonders bei kieselsäurereichen Erzen (Kupferschiefer-Sanderzen); seine beiden Bestandtheile tragen zur Entfernung der Kieselsäure bei, wegen seiner Schmelzbarkeit befördert derselbe den Fluss, giebt flüchtiges Fluorarsen, aber auch flüchtiges Fluorkupfer. Schwerspath wirkt in der S. 123 angegebenen Weise. Ein grosser Ueberschuss an Kieselsäure macht die Beschickung strengflüssig, es entstehen röthliche kupferhaltige Schlacken und wegen langsamen Niederganges der Gichten starke Eisenreduction; bei Mangel an Kieselsäure zu basische Schlacken und die damit verbundenen Uebelstände (S. 125), zuweilen auch breiartige Schlacken (in Schweden[3]) Lurlet, am Unterharz Murtche genannt), welche Schwefelungen aufnehmen (S. 111) und zu Kupferverlusten Veranlassung geben. Von den Skumnas (S. 3, 46) verschieden, wird ihrer Bildung durch schwächere Röstung oder grösseren Zuschlag quarziger Erze (in Oker Kniest) entgegen gewirkt.

b) Zu schwach geröstete Erze, welche viel kupferarmen Stein liefern, bedürfen einer nochmaligen Röstung oder eines Zuschlags von stark gerösteten Erzen oder oxydischen Producten (Kupfergaarschlacken u. s. w.); bei Skumnasbildung durch Schwefelzinkgehalt (S. 111) bedarfs einer schärferen Röstung mit Brennstoffeinlagen.

c) Zu stark geröstete Erze, welche bei Kupferverschlackung (rother Schlacke) schon unreines Schwarzkupfer liefern würden, oxydische Erze oder oxydische Zwischenproducte (z. B. Rückstände von der Fahlrohkupferentsilberung in Schmöllnitz) versetzt man mit rohem Erz oder Schwefelkies, welcher letztere auch auf die Entfernung von Arsen hinwirkt (S. 110), auch wohl mit Sodarückständen, Glaubersalz u. s. w.

d) Antimon und Arsen enthaltende Erze werden entweder schwach abgeröstet und wohl gar noch unter Zuschlag von Kiesen zur Vermeidung einer Speisebildung und Verdampfung von Schwefelarsen auf einen kupferärmeren Rohstein beschickt, der dann bei wiederholten Röstungen und Steinconcentrationen seinen Antimon- und Arsengehalt so weit verliert, dass ein brauchbares Handelskupfer erfolgt.

Auf Manilla[4]) entsteht beim Rohschmelzen von geröstetem Enargit mit Schwefelkies, welch ersteres Erz auf 100 Thle. auszubringenden Kupfers 40 Thle. Arsen enthält, keine Speise, indem Schwefelarsen massenhaft verdampft. Bei antimonreicheren Erzen (z. B. Fahlerzen in Ungarn[5]) hat man es für vortheilhafter gefunden, durch Beschränkung des Kieszusatzes und Zuschläge von metallischem, die Speisebildung befördernden Eisen, von geröstetem Spatheisenstein u. s. w.

---

1) B. u. h. Ztg. 1866, S. 349. 2) v. Leonhardt, Hüttenerzeugnisse S. 76. 3) B. u. h. Ztg. 1859, S. 92. 4) B. u. h. Ztg. 1865, S. 403. 5) Oest. Ztschr. 1859, S. 282, 292. B. u. h. Ztg. 1866, S. 350.

(nicht Eisenfrischschlacken) neben Rohstein auf eine Speisebildung hinzuwirken (Niederschlagsarbeit).

Die Rohspeisebildung (S. 111) gestattet eine weit raschere Gewinnung des grösseren Silbergehaltes durch Amalgamation, als aus dem Schwarzkupfer, die Nutzbarmachung des Antimongehaltes und die Reinigung des Kupfers, indem sie die dem letzteren hauptsächlich schädlichen Bestandtheile (Antimon, Arsen, Kobalt und Nickel) aufnimmt.

Sehr vollständig aber kostspielig lässt sich Arsen entfernen, wenn man die Erze möglichst vollständig unter Zusatz von Kohle im Flammofen abröstet und dann mit Schwefelkies auf Rohstein schmilzt; es dampft dann ein etwaiger Rückhalt an Arsen als Schwefelarsen noch fort.

6) Durch die Ofenconstruction und zwar

Ofenconstruction.

a) Innere Gestalt. Dieselbe hat ähnliche Stadien durchlaufen wie diejenige der Bleiöfen (S. 30), bis man neuerdings auch zu den Raschetteöfen (S. 32) und Pilz'schen Oefen (S. 34) gelangt ist.

Innengestalt.

Während die Raschetteöfen im Mansfeldschen[1]) nicht reüssirt haben, ist deren Anwendung in Saalfeld[2]), auf dem Elbuferkupferwerk[3]), in Fahlun[4]) und auf dem Oberharze hinsichtlich der Grösse der Production, des Ausbringens u. s. w., aber nicht immer hinsichtlich des Brennmaterialverbrauches[5]) mit Vortheilen verbunden gewesen. Die ursprüngliche Gestalt des am Ural[6]) zuerst angewandten Ofens hat neuerdings von Skinder einige Abänderung erhalten und ist ein Winderhitzungsapparat hinzugekommen (Fig. 81. 82. 83; s. f. S.). Der auch in Freiberg zum Verschmelzen kupferhaltiger Producte dienende Pilz'sche Ofen (Fig. 26) ist auf der Kupferhütte der Mitterberger Gesellschaft zu Mühlbach[7]) vereinfacht und im Mansfeldschen[8]) hat man neuerdings statt der 4.39—5.02 M. hohen Klein- und 5.65—6.28 M. hohen Grossöfen[9]) (Fig. 88. 89), welche wegen Strengflüssigkeit der eisenarmen Beschickung und behuf guter Hitzeausnutzung zweckmässig die Gestalt von Eisenhohöfen mit Rast erhalten, einen 9.41 M. hohen 6förmigen Tiegelofen mit 1.88 M. Durchmesser im Gestell und 2.20 M. an der Gicht errichtet. Diese ist durch einen Parry'schen oder Jacobischen Trichter (Bd. 1, S. 108) geschlossen. Durch passendes Senken und Heben des Verschlusskegels von 0.94 M. Durchmesser und 0.78 M. Höhe chargirt man die Beschickung immer 3 Mal nach der Peripherie und die Cokes in die Mitte, zum vierten Male umgekehrt. Höhe der Formen über dem Sohlstein 1.10 M., Dicke des Kernschachtes unten 0.47 M., über der Mitte 0.31 M., oben 0.26 M., Dicke des auf Säulen ruhenden und mit dem Kernschacht einen Zwischenraum lassenden Rauhgemäuers unten 1.02 M., oben 0.68 M. bei 6.43 M. Höhe. Besondere Kühlapparate (eiserne Kästen mit spiralförmigen eisernen Röhren, in denen Wasser circulirt) sind um Formen und Steinabstich angebracht; der Schacht ruht auf Säulen mit 4 Gasabzügen. Formweite 52.3 Mm. Wegen zu kräftiger Eisenreduction und Entstehung eisenreicherer, kupferärmerer Rohsteine hat man ganz neuerdings einen nur 7.22 M. hohen Pilz'schen Ofen zur Krughütte mit Langen'schem Chargirapparat erbaut, welcher mit einer gleichen Menge, aber schwächer gepresstem Winde betrieben werden soll. Eine rastartige Erweiterung des Schachtes oberhalb der Form wirkt der Verbreitung einer zu hohen Temperatur nach oben hin und dadurch einer zu kräftigen Reduction entgegen (Mansfeld, Stephanshütte, Phönixhütte).

b) Höhe der Oefen. Auf dieselbe influiren hauptsächlich:

Höhe.

α) der Eisenoxydgehalt der Erze. Mit steigendem Gehalt daran erniedrigt man die Oefen, um der Eisensauenbildung entgegen zu wirken.

---

1) Berggeist 1871, Nr. 4. 2) B. u. h. Ztg. 1863, S. 389. 3) B. u. h. Ztg. 1866, S. 202. 4) B. u. h. Ztg. 1867, S. 274; 1868, S. 101, 178; 1870, S. 364. Ztschr. d. Ver. deutsch. Ing. 12, 459 (Zeichnung). 5) B. u. h. Ztg. 1868, S. 100. 6) B. u. h. Ztg. 1862, S. 264; 1871, S. 57, 412. 7) B. u. h. Ztg. 1871, S. 285 (Zeichnung). 8) B. u. h. Ztg. 1869, S. 433. 9) B. u. h. Ztg. 1864, S. 221; 1871, S. 306.

Aus diesem Grunde sind z. B. für die schwefelkiesreichen Unterharzer Erze die Oefen (Fig. 84, 85) nur 1.88 M., für die eisenarmen Mansfelder Kupferschiefer dagegen bis 9.41 M., für die in der Mitte stehenden Oberharzer Kupferkiese 3.45 M. hoch.

Fig. 81.

Fig. 82.

a Ofenschacht mit Rast an drei Seiten. b Winderhitzungsapparat. c Windleitungsröhre. d Düsen. e Vorwand. f Gewölbe unter dem Schlatein, durch welches von einer Feuerung kommende Gase in die Canäle g des Rauchgemäuers ziehen. h Formen.

β) Der Zinkgehalt. Der Ofenbruchbildung wegen macht man die Oefen für zinkische Erze niedriger, als für zinkfreie.

Niedrige Oefen für die Unterharzer Erze; 4.39—5.02 M. hohe Oefen für die zinkischen Kupferschiefer der Kupferkammer u. Friedeburger Hütte im Mansfeldschen und 5.02—6.28 M. hohe Grossöfen für die zinkarmen Schiefer der Mansfelder und Eislebener Hütte.[1])

γ) Der Arsengehalt. Das Arsen raucht in höheren Oefen, in welchen die arsensauren Salze längere Zeit der reducirenden Wirkung ausgesetzt sind, als metallisches Arsen, arsenige Säure und auch als Schwefelarsen (S. 110) vollständiger weg, als in niedrigen Oefen.

Höhere Oefen für die arsenhaltigen Mansfelder Kupferschiefer der oberen Reviere[2]); Wegrauchen von Schwefelarsen in 2.3 M. hohen Oefen auf Manilla.[3])

1) B. u. h. Ztg. 1864, S. 221. 2) Ebend. 3) Ebend. 1866, S. 350.

Nur in uncultivirten Gegenden werden noch eigentliche Herdöfen angewandt (Himalayagebirge[1]), Japan[2]), Insel Manilla[3]). Herdöfen.

Auf Manilla erzeugt man aus arsenreichen Erzen ein sehr geschmeidiges Kupfer durch combinirtes Rösten und Schmelzen in Herden, wobei aber das Arsen weniger im oxydirten Zustande, als im geschwefelten verflüchtigt wird.

δ) Das Brennmaterial. Bei Cokes können die Oefen, wenn dieses sonst wünschenswerth, niedriger sein, als bei Holzkohlen, weil in Anbetracht des kleinen Cokesvolumens eine grössere Beschickungsmenge aufgenommen und erwärmt wird. Bei Holzkohlen zieht sich die Verbrennung mehr nach oben und verursacht unnöthig hohe Temperatur an der Gicht, in Folge dessen Cokes grösseren Effect als Holzkohlen geben.

Bredberg[4]) empfiehlt für schwedische Holzkohlenöfen nicht unter 6.28 M. Höhe bei 1.26—1.57 M. Weite an den Formen und 1.88—2.04 M. im Bauch, für Cokes nicht unter 3.77—4.39 M. Höhe.

c) Weite der Oefen.[5]) Je nach der beabsichtigten Grösse der Production hat man einförmige (Fig. 84. 85) und zweiförmige Oefen ohne oder mit Schachtscheider (Åtvidaberg); bei mehrförmigen liegen die Formen entweder in der Hinterwand neben einander (3—5förmige Schwedische Suluöfen, Fig. 86. 87) oder an zwei gegenüber befindlichen Wänden wechselständig (Raschetteofen Fig. 25) oder sie sind symmetrisch im Gestell vertheilt (Mansfelder Grossöfen Fig. 88, Pilz'sche Oefen Fig. 26). Die Formen, früher meist einfache, sind bei den neueren mehrförmigen Oefen Wasserformen, wohl auch durch sie umgebende Wasserkästen gegen den Einfluss der Hitze geschützt (Mansfelder Rundofen). Die Formen liegen gewöhnlich horizontal (in Schmöllnitz haben sie für rohe Erze 4, für geröstete 7—8° und für geröstete Reichleche 10° Neigung). Weite.

Ein Zinkgehalt der Erze erfordert im Schachte weitere Oefen und eine strengflüssige Beschickung ein engeres Gestell (Mansfelder Grossöfen).

d) Zumachen der Oefen. Zumachen.

α) Sumpföfen gestatten ein leichtes Ausräumen des Herdes nach jedem Abstechen und eignen sich deshalb besonders für eisenreichere Erze (Unterharz, Schweden u. s. w.). Die Absonderung von Stein und continuirlich auf der Trifft oder in einen Sumpf abfliessender Schlacke geschieht vollständiger als in Spuröfen, aber minder vollständig als in Tiegelöfen. Der Stein wird von Zeit zu Zeit in Stechherde abgestochen, was wegen Hartwerden des Stiches durch eindringende Schwefelmetalle oft beschwerlich wird. Aus dem Herde wird der Stein meist in Scheiben ausgehoben; sehr dichte, schwefelzinkreiche, schwer röstende Steine lässt man wohl aus dem Stechherde in einer dünnen Schicht auf die Hüttensohle laufen (Agordo).

Einförmiger Unterharzer Kupferofen (Fig. 84. 85; s. f. S.). *a* Fundament mit dem Kreuzabzuge *b*. *c* Sohlstein. *d* Brandmauer. *e* Pfeiler. *f* Futtermauern, vom Sohlstein bis an die Flügel *g* hinten 1.88 M., vorn 2.09 M. hoch, vorn 0.42 M., hinten 0.63 M. weit bei 0.94 M. Tiefe. *h* Schornstein. *i* Rauchmantel. *k* Formlager. *l* Form, 262 Mm. über dem Sohlstein. *m* Formgewölbe. Beispiele. Oker.

1) B. u. h. Ztg. 1862, S. 117. 2) Ebend. S. 118. 3) Ebend. 1865, S. 37. 4) B. u. h. Ztg. 1868, S. 103. 5) Dimensionen und Effect der Schachtöfen in B. u. h. Ztg. 1868, S. 101.

n Vorherd. *o* Stechherd. *p* Gestübbesohle. *q* Vortiegel. *r* Vorwand. *s* Schlackentrifft. *t* Schlackensumpf. *u* Windstock. *w* Düse.

Fig. 84.

Fig. 85.

Schweden. Dreiförmiger schwedischer Suluofen.[1]) (Fig. 86. 87). *a* feuerfester Talkschiefer. *b* Backsteine. *c* Sandfüllung. *e* Tümpeleisen. *g* Wallstein aus

Fig. 86.

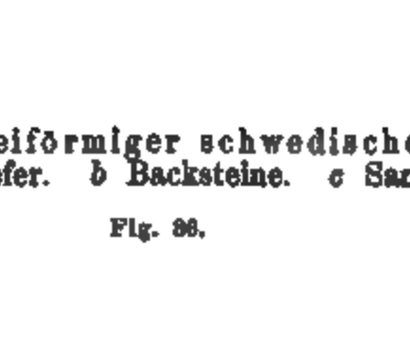
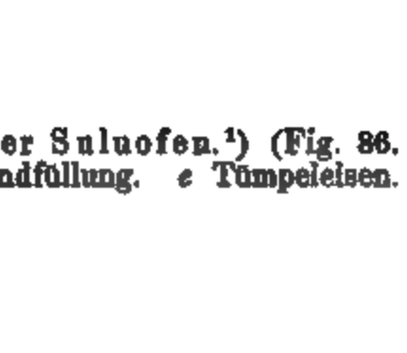


Fig. 87.



Granit. Herdsohle aus abwechselnden Lagen von Sand und Talkschiefer, darauf eine Lage von gemengtem Sand und Thon und zu oberst eine 78 Mm. dicke

1) Sulu bezeichnet das während der Röstung durch die Hitze zusammengesinterte Erz.

Gestübbelage. Höhe des Schachtes 5.65 M., Breite in der Formhöhe 1.20 M., bei 2.5 M. über der Herdsohle 1.26 M. und an der Gicht 1.20 M.; Tiefe am Tümpeleisen 0.84 M., an der Gicht 0.58 M., Formen 1.26 M. über der Ofensohle und 0.47 M. über der Unterkante des Tümpeleisens. Der geräumige Herd gestattet die Aufnahme grosser Steinquantitäten, eine vollständigere Separirung der Schlacken, welche Zeit finden, ihren Kupfergehalt noch zum Theil an den Stein abzugeben, eine Oxydation und Verschlackung von Eisen, Zink u. s. w. im Stein unter Einwirkung der Gebläseluft.

Spuröfen.

β) Spuröfen. Dieselben gewähren bei eisenarmer, wenig basischer, also zur Ansatzbildung minder geneigter Beschickung folgende Vortheile: wegen mangelnden Vorherdes geringere Kosten für Materialien (Gestübbe, Brennmaterial zum Abwärmen) und deren Zurichtung, bequemere Arbeit wegen nicht erforderlichen Abstechens des Steines, schnellerer Abfluss der Massen aus dem Herde, deshalb mindere Neigung zur Ansatzbildung, grössere Förderung und längere Campagnen, Verdampfung schädlicher Bestandtheile (Arsen, Antimon, Zink) durch Einfluss der Luft auf die ausfliessenden Massen; Schattenseiten: unvollständige Sonderung von Schlacke und Stein ausserhalb des Ofens und deshalb Erfolg grösserer Mengen unreiner, wieder zu verschmelzender Schlacken (welcher Uebelstand sich aber durch Einleiten der flüssigen Masse in einen geräumigen bedeckten Sumpf beseitigen lässt, in welchem bei hinreichender Temperatur eine vollständigere Separation eintritt), leichte Absonderung von Schwarzkupfer, welches vom Stein weniger unvollständig wieder aufgenommen wird. Damit sich die Producte bei der grösseren Förderung genügend kühlen können, wendet man Oefen mit zwei Augen (Brillenöfen) an, aus denen die geschmolzenen Massen abwechselnd in die Stechherde fliessen. Hier sondern sich die Schlacken nach dem specifischen Gewichte; die etwas erstarrten Schlacken werden vom Stein als sogenannte Felle abgezogen, was beschwerlich und mit mechanischen Verlusten verbunden ist, weshalb es vorzuziehen, die Schlacke aus dem bedeckten Vorherde von selbst in eiserne Wagen mit kegelförmigen Kasten überfliessen zu lassen, an deren tiefsten Punkte sich noch Steintheilchen ansammeln können. Der Stein wird entweder in Scheiben aus dem Herd genommen oder als König mittelst eines in die Mitte in heissem Zustande hineingesteckten Stecheisens herausgezogen und zerschlagen oder in ein Granulirbassin abgestochen.

Beispiele. Mansfeld.

Mansfelder Grossöfen (Fig. 88. 88a; s. f. S.), sonst 2förmig, jetzt 3förmig. *a* Lehmsohle. *b* Sohlstein, 1.88 M. lang, 1.84 M. breit und 0.47 M. dick mit 52 Mm. Fall nach vorn. *c* Augenstein. *d* Schutt. *e* abgelagerter Flugstaub. *f* Flugstaubkammern. *g* Herdtiegel, vor welchem auf einigen Hütten der konische Schlackenwagen zur Aufnahme der überfliessenden Schlacke steht und darunter das Granulirbassin für den abzustechenden Stein (Oberhütte[1]). *h* Rauchfang. *i* Chargiröffnung. *k* Formgewölbe. *l* quadratisches Gestell von 0.94 M. Weite in der Formgegend, bei 1.57 M. Höhe 1.26 M. Weite. Höhe der Rast 0.71 M. mit 1.84 M. Durchmesser bei kreisförmigem Querschnitt. Höhe des Kohlensacks 0.39 M. Höhe des Schachtes über dem Kohlensack 3.61 M. Gichtdurchmesser 0.94 M. Höhe der Formen über dem Sohlstein 0.78—0.84 M. Ganze Höhe der Grossöfen 5.65—6.28 M. (Die einförmigen Kleinöfen mit Trapezquerschnitt ohne Rast, nach unten etwas zusammengezogen, haben 4.39—5.02 M.

1) Preuss. Ztschr. Bd. 17, Taf. 14, Fig. 12.

Höhe. Auf der Krughütte sind Pilz'sche Oefen von verschiedener Höhe (S. 127) in Anwendung, welche allmählich die übrigen Oefen verdrängen werden.

Oberharz.

Fig. 88.

Oberharzer Brillenofen.[1]) 3.45 M. hoch, 0.84 M. weit, von 1.11 M. Tiefe an der Form und 0.81 M. an der Gicht, Düsendurchmesser 52 Mm., Böschung der Formwand 78 Mm., Formdurchmesser 0 047 M.

Briglia.

Brillenofen zu Briglia bei Florenz.[2]) Der quadratische nach oben zusammengezogene Ofen zeichnet sich durch eine stark geneigte Formwand aus

Tiegelöfen.

γ) Tiegelöfen. Diese gestatten ein ruhigeres Schmelzen und vollständigeres Absetzen von Stein und Schlacke innerhalb des stark erhitzten Herdes, als Sumpf- und namentlich Brillenöfen, und es wird etwa ausgeschiedenes Kupfer vom Stein vollständiger wieder aufgenommen. Eisenreichere Beschickungen sind wegen leichter Eisensauenbildung weniger geeignet als eisenarme (Mansfeld).

Fig. 88a.

Beispiele. Mansfeld.

Mansfeldscher Pilzofen (S. 127). Stein und Schlacke sammeln sich im innern Herdsumpf an Letztere fliesst ununterbrochen durch ein Auge in einem mit Wasser gekühlten Stein in Wagen; ersterer wird an der entgegengesetzten Seite periodisch in ein Granulirbassin abgestochen. Formen und Gestell sind durch Wasser gekühlt. Die äusserlich erstarrten Schlackenblöcke entlassen dann noch flüssige Schlacke, welche mit Cokeslösch gemengt zu Schlackensteinen in Formen abgelassen wird. Neuerdings kommt Rohstein ungranulirt in Kilns.

Stefanshütte.

Stefanshütter und Phönixhütter Ofen.[3]) Vom Bodenstein bis zu den Formen 1.88 M., von den Formen bis Gicht 4.23 M., bis Rast 0.78 M., Höhe der

1) Kerl, Met. Bd. 1, Taf. 8, Fig. 205, 206. 2) Petitgand in Revue de l'exposit. de 1867 par Cuyper Vol. 3. Nr. 6, p. 260. 3) B. u. h. Ztg. 1865, S. 402.

Rast 0.47 M., von Form bis Schlackenloch 0.77 M., Durchmesser des kreisrunden Schachtes an den beiden Formen 1.10 M., im Kohlensack 1.57 M., an der Gicht 0.47 M., Neigung der Formen 104—130 Mm., Düsenweite 30.5 Mm., Windpressung 17.5 Mm. Quecksilber, Tiefe des Sumpfes 0.42 M. Von ähnlicher Zustellung sind die Oefen zur Zsarnowitzer Hütte.[1])

Röraas. Zweiförmige Tiegelöfen mit offener Brust von 5 M. Höhe bei rectangulairem Querschnitt von 0.94—1.26 M. Seite in der Formhöhe. Röraas.

Californischer Ofen.[2]) Derselbe besteht aus zwei in einander gesetzten Cylindern, deren Zwischenraum im oberen Theile mit feuerfestem Material gefüllt, in der Herdgegend aber mit darin circulirendem Wasser versehen ist. Californien.

7) Windzuführung. Man wendet meist Gebläse-, selten Zugschachtöfen (Bouc[3]) an. Die Windpressung richtet sich hauptsächlich nach der Beschaffenheit des Brennmaterials, der angestrebten Production und dem Eisengehalt der Beschickung, sowie nach deren Strengflüssigkeit. Starke Pressung und heisser Wind[4]) befördern namentlich bei engem Schmelzraum die Eisenreduction, führen aber, bei eisenärmeren Beschickungen angewandt, zu Brennstoffersparung, Temperatursteigerung und regelmässigerem Schmelzgang (besonders geeignet für Kupferschiefer). Windverhältnisse.

Erhitzung des Windes im Mansfeldschen[5]) in einem mit Braunkohlenklein auf Treppenrosten geheizten Wasseralfinger Apparat auf 130—150° C. und im mit Steinkohlen geheizten Pistolenapparat auf 220—330°, Ersparung 18—20 Sgr. an Cokes pro Fuder Schiefer. — Winderhitzung zu Riechelsdorf[6]) in einem Eisenbehälter oberhalb der Augenöffnung durch herabgezogene Gichtgase und die Augenflamme; im Raschetteofen (Fig. 81) durch die Gichtgase oberhalb der Gicht. Auch ist das Einleiten von Wasserdämpfen[7]) oberhalb der Form versucht worden. Beispiele.

8) Brennmaterial. Von verkohlten Brennstoffen wendet man Holzkohlen und Cokes an, je nach deren Preis. Brennstoffe

Letztere geben höhere Temperaturen, tragen schwereren Satz, entwickeln weniger Kohlenoxydgas, befördern also die Eisenreduction weniger, bewirken eine stärkere Verflüchtigung von Zink (der Unterharzer Zinkstuhl ist seit Anwendung von Cokes eingegangen). Bei Schmelzungen, wo sich Schwarzkupfer erzeugt, wird dieses bei Holzkohlen reiner als bei Cokes. Eisenreiche Erze mit Cokes in niedrigen Oefen zu verschmelzen (Oker), gestattet eine mindere Ausnutzung des Brennstoffes, als eisenarme Erze in höheren Oefen (Mansfeld).

Rohe Brennstoffe kommen seltener zur Nutzung.

In Boston[8]) Anthracit in niedrigen Sumpföfen bei sehr raschem, mit Brennstoffersparung verbundenen Schmelzen; Holz[9]) und Torf[10]) in Sibirien.

47. Ofenbetrieb. Die dabei vorkommenden Operationen (Bd. 1, S. 173) sind hauptsächlich folgende: Operationen.

1) Chargiren. Während man früher bei den kleineren Oefen mit einfachen Formen zum Schutz derselben und um den Wind mitten in den Ofen zu leiten, mit Nase (Bd. 1, S. 174) schmolz, indem die Beschickung an die Formwände und das Brennmaterial an die Vorderwand gesetzt wurde, so chargirt man bei den neueren mehrförmigen Rund- oder Raschetteöfen mit Wasserformen, in denen sich eine grössere Anzahl von Nasen nicht halten lässt, Erz In vertik. Säulen. In horizont. Lagen.

---

1) B. u. h. Ztg. 1866, S. 98. 2) B. u. h. Ztg. 1866, S. 316. 3) B. u. h. Ztg. 1859, S. 242; 1862, S. 63. 4) Merbach, Anwend. d. erhitzt. Gebläseluft 1840, S. 191. 5) Preuss. Ztschr. 17, 155. B. u. h. Ztg. 1870, S. 425. 6) Kerl, Met. Bd. 2, Taf. 5, Fig. 99—101. 7) B. u. h. Ztg. 1856, S. 138. Scheerer's Met. 2, 32. 8) B. u. h. Ztg. 1859, S. 310, 325. 9) Erdm. J. f. ök. u. techn. Chem. 17, 471. 10) B. u. h. Ztg. 1868, S. 399.

und Brennmaterial wie in Eisenhohöfen in mehr oder weniger horizontalen Lagen und hat dann an der Gicht auch ähnliche Chargirvorrichtungen (Parry's und Jacobi's Trichter, Langen'scher Glockenapparat) wie in Eisenhohöfen angebracht.

Eisenreduction.

Einer zu kräftigen Reduction von Eisen ist bei diesem, einen besseren Schmelzgang herbeiführenden Verfahren entgegen zu wirken durch passende Ofenhöhe und Construction, namentlich nicht zu engem Gestell und zu heissem Wind, passende Windpressung, richtiges Verhältniss zwischen Beschickungssatz und Brennmaterial.

Beispiele.

Im Mansfeldschen Tiegelofen mit Jacobi'schem Chargirapparat (Bd. 1, S. 108) chargirt man 3 Mal die Beschickung mehr nach der Peripherie und die Cokesgichten mehr nach der Mitte; jedes vierte Mal umgekehrt. — Durch Erniedrigung des Ofens (S. 127) will man der Eisenreduction mehr entgegen wirken. Zu Mühlbach[1]) übersteigt die Tagesleistung des Rundofens diejenige von 3 Krummöfen bei 33 Proc. Kohlenersparung; die Leche aus ersterem enthalten 2—3 Proc. Eisen mehr als aus letzteren, während die Schlacken aus ersterem daran ärmer sind.

Abstechen u. s. w.

2) Entfernung der geschmolzenen Massen aus dem Herde. Das Verfahren dabei variirt je nach der Zustellungsart der Oefen (S. 129) und ist bereits bei Besprechung derselben erwähnt.

Ofengang.

3) Veränderung des Ofenganges bei eintretenden Abnormitäten. Als Kennzeichen zur Beurtheilung desselben können dienen:

a) der Kupfergehalt des Steines (S. 123), nach äusseren Kennzeichen oder nach Proben zu ermitteln und auf richtige, zu starke oder zu schwache Röstung deutend; danach nochmalige Röstung oder Zuschlag von rohem Erz oder Schwefelkies.

b) die Beschaffenheit der Schlacke und zwar Schmelzbarkeit, zäher oder dünner Fluss, Erstarrbarkeit, Farbe (röthliche Schlacke deutet auf Kupferverschlackung und verlangt minder starke Erzröstung oder Zuschlag von rohen Erzen); Entstehung mussiger, vom Stein sich unvollkommen absondernder Schlacken in Folge zu schwacher Röstung (S. 124), durch Skumnasbildung (S. 124) bei viel unzersetzter Zinkblende, bei Mangel an Kieselsäure (S. 126) u. s. w.

c) Abscheidung von Schwarzkupfer oder Speise, bald erwünscht, bald unerwünscht (S. 123), eine Folge des Röstungsgrades und der Anwesenheit von Arsen, Antimon, viel oxydischen Substanzen u. s. w.

d) Bildung von Ansätzen oder Eisensauen im Herd in Folge Mangels oder Ueberschusses von Kieselsäure (S. 126), zu hoher Temperatur (S. 123), zu kräftig reducirender Wirkung (S. 123), zu starker Röstung (S. 123) u. s. w.

e) Schmelzverhalten vor der Form. Ruhiges oder unruhiges Schmelzen, Ansatzbildung, helle oder dunkle Formen, Nasenbildung u. s. w.

f) Beschaffenheit der Gicht. Helle oder dunkle Gicht, Ansätze von Ofenbrüchen unterhalb derselben, regelmässiges Eingehen der Sätze u. s. w.

Beispiel.

Als Beispiel für den Ofenbetrieb mag gelten:

Mansfeld.

Mansfeld.[2]) Abwärmen des Pilz'schen Tiegelofens (S. 127) während 3 bis 4 Tagen mit Braunkohlen oder Wellen, Auffüllen des Schachtes bis auf 2.5 bis 3 M. Höhe mit Stücken von Wellholz und einigen Tonnen Holzkohlen, dann Aufgeben leerer Cokesgichten, Anlassen des Gebläses, Chargiren, wenn der Ofen in Gluth gekommen, mit leichten Gichten von 100 Kil. Schiefer und 5 Kil. Flussspath, Abbrechen des letzteren bis zum normalen Gang (2—6 Wochen). Regelmässiges Chargiren von 200 Kil. Cokes, darauf 850 Kil. gebrannte Schiefer (S. 114), 300 Kil. Dachberge, 50 Kil. Spurschlacke, 50 Kil. Krätzen (Schweel) in der S. 134 angegebenen Weise. Bei horizontalem Chargiren litten die Ofenwände sehr, welchen Uebelstand man durch Erniedrigung der Oefen zu beseitigen hofft (S. 127). Chargiren mit 4rädrigen, mit Dampfaufzug auf die Gicht gehobenen Hunden. Durchsetzquantum in 24 St. 40—50 Fuder (120000—150000 Kil.) mit Ausbringen von 250 Kil. Rohstein (S. 109) pro Fuder (3000 Kil.) mit 36 Proc. Cu und 0.18 Proc. Ag. An-

1) B. u. h. Ztg. 1871, S. 285. 2) Oest. Ztschr. 1871, No. 10.

sammeln der flüssigen Massen im Herdsumpf auf 0.84 M. Höhe, Abfliessen der Schlacke (S. 132) mit 0.6—0.7 Proc. Cu durch das Auge in einer eisernen Rinne in eiserne Hunde (Benutzung der Schlacke zu Bausteinen und Wegebaumaterial). Steinabstich nach jedesmal 8 Stunden in Wasser an der entgegengesetzten Seite des Herdes, rasches Ausbringen der Rohsteingranalien aus dem Wasser, welche dann durch ihre eigene Wärme, ohne viel Vitriol zu bilden, auf 7 Proc. Nässe gebracht werden. Campagnendauer $^3/_4$—2 Jahre. 2 Cylindergebläse liefern pro Min. 154.5—185.5 Cbm. Wind mit 105 Mm. Quecksilberpressung bei 111.2 Cbm. grossen Regulatoren und Winderhitzung im Pistolenapparate auf 300° C.

48. Producte vom Rohschmelzen. Als solche können erfolgen:

Rohstein.

1) Rohstein, vorherrschend geschwefeltes Eisen und Kupfer mit mehr oder weniger Blei, Zink, Nickel, Kobalt, Silber, Arsen, Antimon, Wismuth; meist röthlichgrau, ins Bläuliche, dicht oder krystallinisch, an der Luft anlaufend, entweder in Gestalt von Scheiben, Königen oder Granalien.

Zerkleinerung.

Das Granuliren zieht man dem Mahlen als einer beschwerlichen und ungesunden Arbeit vor, wenn eine Röstung des Steins mit Nutzbarmachung der schwefligen Säure zur Schwefelsäurebereitung stattfinden soll (Röstung im Gerstenhöfer'schen Ofen im Mansfeldschen[1]). Die Granalien sind rasch (nach 3 bis 6 Tagen) zu trocknen, um einer Vitriolbildung entgegenzuwirken (S. 135), welche Schwefelverlust beim Rösten bedingt und mangelnde Spurgaare der Mehle veranlasst. Explosionen sind beim Einleiten des Steins in möglichst dünnem Strahl ins Wasser nicht zu fürchten. Statt des Granulirens kommt ein Walzen der Steine vor. Die nach dem Ablassen des Steins im Stechherde zurückbleibende Schaale mit anhängendem Gestübbe, welches nicht zu thonreich sein darf, giebt man ins Schmelzen zurück.

Zusammensetzung.

Die Rohsteine enthalten entweder so viel Schwefel, dass derselbe zur Bildung von Halbkupfersulfuret und einfachen Sulfureten der übrigen elektropositiven Metalle (Cu_2S und FeS, sowie ZnS, PbS, NiS, CoS, u. s. w.) hinreicht (Mansfeld, Riechelsdorf, Oker), oder es ist weniger Schwefel als Fe_2S und Pb_2S vorhanden (Siegener Hütten, schwedische Sulusteine); selten findet sich ein Ueberschuss von Schwefel, weniger wahrscheinlich einer höheren Schwefelungsstufe, z. B. Fe_4S_5, zuzuschreiben, als der Analyse (zuweilen Mansfelder Rohsteine).

Zusammensetzung von Rohsteinen:

	a.	b.	c.	d.	e.	f.	g.
Kupfer	34.1—51.2	57.6—61.9	42.9—43.8	8.3—12.0	22.1	22.03	33.03
Eisen	17.6—24.7	11.1—16.9	25.1—27.1	55.8—62.9	47.6	52.14	50.00
Zink	2.4— 9.6	—	—	1.2— 2.9	—	—	—
Nickel, Kobalt	1.0— 2.6	1.1— 2.1	0.6— 1.1	—	—	—	—
Blei	0.9— 2.5	0— 1.4	0.9— 1.2	0.6— 3.9	—	—	—
Silber	0.1— 0.3	0.06	—	—	0.08	—	—
Mangan	—	—	0— 2.33	—	—	—	—
Antimon	—	—	—	—	3.5	—	1.04
Schwefel	25.1—29.8	23.9—24.3	26.6—28.3	24.6—27.2	25.8	25.15	25.49

a. Mansfelder St., $nFeS, Cu_2S$ mit gewöhnlich 30—40 Proc Cu. b. Von Oker = $nFeS + nCu_2S$. c. Von Riechelsdorf. d. Von Fahlun, mit viel Halbschwefeleisen, nRS, nR_2S, worin $RS = ZnS$ und PbS, $R_2S = Cu_2S$ und Fe_2S. e. Von Stefanshütte aus Fahlerzen, neben Speise (S. 109) gefallen. f. Von Röraas. g. Von Phönixhütte.

Verwendung.

Die Rohsteine werden entweder stark geröstet und auf Schwarzkupfer verschmolzen (Dillenburg, Ungarn, Riechelsdorf, Fahlun, Röraas, Atvidaberg), wenn sie hinreichend reich und rein sind, oder im entgegengesetzten Falle (Ober- und Unterharz),

1) Preuss. Ztschr. 17, 155.

auch wenn sie behuf der Entsilberung einer Anreicherung bedürfen (Mansfeld, Freiberg), nach vorheriger schwächerer Röstung ein oder mehrere Male im Schacht- oder Flammofen gespurt. Beim Rösten in Kilns oder im Gerstenhöfer'schen Ofen kann die schweflige Säure nutzbar gemacht werden.

Rohschlacken. Eigenschaften.

2) Rohschlacke von der S. 124 angegebenen Zusammensetzung, bei höherer Silicirung und grossem Erdengehalt zähflüssig, langsam erstarrend, glasig, schwarz, dunkelgrün, bräunlich, blau und grau (Mansfeld, spec. Gew. roh 2.7119, getempert 2.8992 bei $23\frac{1}{2}^{0}$ C.); bei minderer Silicirung und grösserem Eisengehalt weniger zähflüssig, schwarz, strahlig oder blättrig, zuweilen als Augit krystallisirt (Fahlun, bei 3.538—3.578 spec. Gew.); bei noch minderer Silicirung und sehr grossem Eisengehalt sehr dünnflüssig, rasch erstarrend, stahlgrau bis eisenschwarz und halbmetallisch glänzend, selten krystallisirt (Oker, bei 4.11—4.73 spec. Gew. und Härte 5.75). Der Kupfergehalt der Schlacken rührt theils von verschlacktem Kupfer, theils von eingemengtem Stein her.

Anwendung.

Die Schlacken werden entweder abgesetzt oder bei Schmelzprocessen zugeschlagen, um als Solvirungsmittel und bei hohem Eisengehalt als Niederschlagsmittel für Schwefel zu dienen (Unterharzer Schlacken bei der Oberharzer Bleiarbeit, S. 50), oder saure zähflüssige Schlacken werden wohl mit eingemengtem Cokesklein zu Bausteinen[1]) geformt, in Gruben langsam abgekühlt (getempert). um als Chausseebaumaterial benutzt zu werden, oder zu Mörtelsand granulirt (Mansfeld[2]).

Schweel.

Mit dem Namen Schweel belegt man beim Kupferschieferschmelzen die zwischen dem Stein und den Herdwänden sich anlegende, Steintheilchen einschliessende und zum Schmelzen zurückkommende Schlacke; mit Krätze die den Stein im Herde zuletzt bedeckende Schlacke.

Krätze.

Gichtgase.

3) Gichtgase. Dieselben aus Riechelsdorfer[3]) und Mansfelder Kupferschieferöfen[4]) enthielten 20—30 Proc. brennbare Gase und zwar war die Menge der letzteren bei Holzkohlen und kalter Luft am grössten, bei Cokes mit heisser Luft am kleinsten. Der Brennstoffverlust durch Wärmeabgang in den Gichtgasen betrug 50—58 Proc.

Die Gase werden wegen geringer Brennbarkeit, grösseren Gehaltes an schwefliger Säure und Absatz von viel Flugstaub selten, zuweilen aber zur Erhitzung der Gebläseluft benutzt (Raschetteofen S. 128, Riechelsdorf S. 133), in Atvidaberg versuchsweise zur Dampfkesselheizung.

Ausser diesen Hauptproducten können noch erfolgen:

Schwarzkupfer.

4) Schwarzkupfer, selten und nur bei reinen Erzen absichtlich erzeugt, bei unreineren in Folge zu starker Röstung, fehlerhafter Beschickung u. s. w. gefallen und wegen grosser Unreinheit nur mit grossen Verlusten gaar zu machen.

Speise.

5) Speise. Bei antimon-, arsen- und eisenhaltigen, auch nickel- und kobalthaltigen Erzen zufällig (z. B. bei zu starker Röstung) oder absichtlich erzeugt, um den grössten Theil des Arsens

---

1) B. u. h. Ztg. 1861, S. 453. Bgwfrd. 14, 481. 2) Preuss. Ztschr. 17, 156. B. u. h. Ztg. 1867, S. 79; 1870, S. 425; 1871, S. 299. 3) Poggend. Ann. 50, 81, 637. 4) Bergwerksfr. 5, 206; 6, 513; 7, 545. Gase aus russischen Schmelzöfen in B. u. h. Ztg. 1846, S. 569.

und Antimons darin abzuscheiden und vom Rohstein fern zu halten (S. 126). Bei einem Gold- und Silbergehalt der Erze geht dieser zum Theil in die Speise, desgleichen viel Kupfer.

Zusammensetzung.

Zusammensetzung von Speisen:

	a.	b.	c.	d.	e.	f.
Kupfer	81.87	12.99	41.18	48.10	26.93	10.00
Blei	10.26	0.09	0.69	20.69	—	—
Eisen	2.75	12.63	35.41	1.20	9.11	—
Nickel	Spr.	1.40	0.09	0.32	—	1.50
Kobalt	Spr.	0.09	0.04	—	—	
Wismuth	—	1.26	—	2.04	—	—
Antimon	2.55	60.00	10.79	21.56	62.41	85.00
Arsen	1.01	7.42	6.10	0.78	—	—
Silber	0.22	0.36	0.03	Spr.	0.20	—
Gold	—	0.06	—	—	—	—
Schwefel	0.60	2.04	2.60	1.88	1.37	2.00

a. Königskupfer von Oker. b. Fahlerzspeise von Schmöllnitz. c. Desgl. von Neusohl. d. Desgl. von Oeblarn. e. Von Stefanshütte in Oberungarn. f. Rohantimon daraus.

Aufarbeitung.

Die Speisen werden entweder auf Schwarzkupfer verblasen und dieses auf nassem Wege auf Gold, Silber und Kupfer weiter verarbeitet (zu Oker mittelst verdünnter Schwefelsäure), oder durch Amalgamation oder Extraction entsilbert, die Rückstände davon mit Schwefelkies auf Kupferstein und Speise (Rohantimon, Analyse S. 137) verschmolzen (Stefanshütte[1]), welche man durch Umschmelzen mit Soda raffinirt. Ferientsik[2]) hat die Rohspeise unter Gewinnung von Antimonoxyd auf Rohkupfer verblasen und dieses durch Amalgamation entsilbert.

Eisensauen.

6) Eisensauen (Bären, Wölfe), Verbindungen von Metallen (Eisen, Kupfer, Silber, Gold, Nickel, Kobalt, Zink u. s. w.) mit Nichtmetallen (Schwefel, Phosphor, Silicium, Kohlenstoff, Antimon, Arsen), zuweilen mit selteneren Metallen, welche man im Erze kaum nachweisen kann (Molybdän und Vanadin im Mansfeldschen[3]).

Während die schwefelhaltigen Gebilde sich ohne grosse Mühe leichter im heissen als im kalten Zustande zerschlagen lassen (Atvidaberg, Mansfeld), setzen die kohlenstoffhaltigen, stahlartigen der Zerkleinerung oft grosse Hindernisse entgegen (Sprengen mit Nitroglycerin). Die Sauen setzen sich entweder auf dem Sohlstein fest oder fliessen mit dem Stein ab und sammeln sich unter demselben. Mit dem Kupfergehalt steigt die Leichtschmelzigkeit.

Zusammensetzung.

Analysen von Eisensauen:

	a.	b.	c.
Eisen	57.7 —76.8	44.7	86.6
Nickel	1.2 — 4.6	3.4	—
Kobalt	0.7 — 3.3	—	3.6
Kupfer	1.8 — 4.3	1.5	5.2
Mangan	0.01— 0.02	—	—
Schwefel	0.1 — 2.0	—	0.6
Phosphor	1.3 — 6.0	—	1.0
Silicium	0.3 — 0.4	0.9	3.0
Arsen	1.4 — 2.5	—	—
Molybdän	9.1 —28.5	45.6	—
Kohle	0.4 — 1.4	—	0.7

a. Mansfelder E. b. Desgleichen umgeschmolzen. c. Riechelsdorfer E.

Aufarbeitung

Die Eisensauen werden entweder abgesetzt oder auf die darin enthaltenen nutzbaren Metalle weiter verwerthet. Im Mansfeldschen: Rösten in Stadeln in Quantitäten von 7500 Kil. mit Wellholz und Kohlen und Abpochen des gerösteten Steines, oder Absonderung des Steines durch Umschmelzen der Sauen in

---

1) B. u. h. Ztg. 1865, S. 403; 1866, S. 24; 1868, S. 49. Kerl, Met. 2, 554, 560. 2) Oest. Ztschr. 1859, S. 293, 325. 3) Erdm. J. 9, 177.

einem aus feuerfesten Steinen erbauten Ofen; Verblasen auf Kupfer im Sauenherd zu Atvidaberg[1]) und Schmöllnitz[2]); oxydirendes Schmelzen auf Stahl oder Stabeisen[3]); Verschmelzen mit Schwefelkies auf Stein oder Kloslech zu Szaska[4]), was im Mansfeldschen nicht gelang, sowie mit Bleiglanz (Schemnitz); Glühen im Flammofen und Abschmelzen durch aufgestreuten Schwefel oder durch Glaubersalz und Kohle in Sibirien[5]); zu Fahlun[6]) durch Einbringen von Eisensauen (Sulunasen) in die Erzröststadeln; durch Aussaigern des Steins aus denselben, durch Auflösen des Rückstandes in verdünnter Schwefelsäure, um Gold und Silber im Rückstand zu gewinnen und das Kupfer in Vitriol zu verwandeln.

Ofenbrüche. 7. Ofenbrüche, Geschur und Gekrätz, erstere geschwefelt (Arsen, Zink, Blei), oxydirt (Zinn, Zink, Feldspath u. s. w.). Werden wohl im gerösteten oder gewaschenen Zustande beim Erzschmelzen zugeschlagen.

In reichlicher Menge sich bildende zinkische Ofenbrüche müssen von Zeit zu Zeit weggekeilt werden (Atvidaberg[7]). Zum Entfernen derselben aus den Mansfelder Pilzöfen dienen verloren vermauerte grosse Oeffnungen im oberen Schachttheil.

Ofenrauch. 8. Ofenrauch[8]), welcher sich auf verschiedene Weise zugutemachen lässt (Bagg's Verfahren[9]).

3. Capitel. **Steinconcentration.**

Schmelzen auf Schwarzkupfer. **49. Zweck und Theorie.** Silberarme, hinreichend kupferhaltige, reine d. h. von Blei, Antimon und Arsen möglichst freie Steine können sofort todt geröstet und durch ein reducirend solvirendes Schmelzen auf Schwarzkupfer verarbeitet werden (Norwegen, Schweden u. s. w.). Dagegen muss trotz ihrer Kostspieligkeit eine Concentration[10]) des Kupfergehaltes ausgeführt werden:

Concentriren.

1) bei unreinen, antimon-, arsen- und bleihaltigen Steinen, indem man durch wiederholte Röstungen und reducirend solvirende Schmelzungen die fremden Beimengungen immer mehr durch Verschlackung und Verflüchtigung beseitigt, das Kupfer aber in einem nunmehr gereinigten Stein (Concentrations-, Spur-, Kupfer-, Mittel-, Doublirstein, Reichlech) ansammelt, welcher dann nach dem Todtrösten ein für das Gaarmachen hinreichend reines Schwarzkupfer liefert. Das Rösten geschieht gewöhnlich in Haufen, Stadeln oder Kilns, das Schmelzen im Schachtofen (Oberharz, Unterharz, Müsen u. s. w.).

Da man den Grad der Abröstung nicht in der Gewalt hat, so erfolgt bei zu weit getriebener Röstung, also bei Mangel an Schwefel und der kräftig reducirenden Wirkung der Kohle im Schachtofen neben Concentrationsstein häufig ein Eisen, Antimon und Arsen enthaltendes Schwarzkupfer, welches um so reiner ist, bei einer je späteren Steinconcentration dasselbe gefallen. Gewöhnlich werden diese Schwarzkupfersorten gemeinschaftlich auf eine Sorte von mittlerer Qualität gaargemacht oder bessere und schlechtere Sorten separirt daraus dargestellt.[11])

Zur Beseitigung eines grösseren Antimon- und Arsengehaltes

---

1) B. u. h. Ztg. 1859, S. 84. 2) Oest. Ztschr. 1859, Nr. 42. 3) B. u. h. Ztg. 1862, S. 464. 4) Ann. d. min. 4. sér. 10, 555. 5) B. u. h. Ztg. 1853, S. 486. 6) B. u. h. Ztg. 1867, S. 400. 7) B. u. h. Ztg. 1859, S. 74. 8) Condensat. der Kupferdämpfe in Mech. Mag. N. Sér. 17, 38. 9) Min. Journ. 1867, No. 751. 10) Bgwfr. 1, 49, 81; 2, 113. 11) Oest. Zschr. 1859, S. 298.

beim Concentriren der Leche wendet man wohl folgende Mittel an: Einmengen von Brennmaterial beim Rösten in Haufen und Stadeln (S. 110) oder von reinen geschwefelten Erzen oder Dünnstein in den späteren Röstfeuern (S. 110), absichtliche Speisebildung (Schmöllnitzer Niederschlagsarbeit[1]), oxydirendes Schmelzen der Steine mit Gebläseluft (Verblasen zu Andreasberg[2]). — Zur Beschleunigung des Concentrirens ist das Bessemern der Kupfersteine vorgeschlagen (S. 112). Auf sibirischen Hütten[3]) werden eisenreiche Leche im Spleissofen unter Schlackenzusatz auf Schwarzkupfer verschmolzen. Je reicher an Kupfer, desto leichtschmelziger werden die Steine.

Eisenreiche Steine

2) Bei kupferarmen, eisenreichen Steinen wie im vorigen Falle; es würde sonst ein eisenreiches, nur mit grossen Verlusten zu gaarendes Schwarzkupfer erfolgen.

Silber- und goldhaltige Steine.

3) Bei silber- oder goldhaltigen Steinen, welche zur Ausziehung der edlen Metalle mit möglichst wenig Verlusten einen bestimmten Kupfergehalt (Mansfelder Concentrationssteine z. B. gegen 65 Proc. Kupfer) oder zur Erzielung gut verwerthbarer Endproducte die möglichst vollständige Entfernung fremder Bestandtheile, namentlich des Eisens verlangen (Freiberger Spurstein behuf Erzeugung von reinem Kupfervitriol). Gleichzeitig muss der Fall von Schwarzkupfer vermieden werden, damit sich der Gold- und Silbergehalt nicht in verschiedene, nicht gleichmässig zu behandelnde Producte (Stein und Schwarzkupfer) theilt.

Zur Erreichung dieser Zwecke muss man die Röstung vollständig in der Hand haben und durch Proben auf den Schwefelgehalt controliren können, daher häufiges Rösten in Gerstenhöfer'schen und Fortschaufelungsöfen, kostspieliger in Muffelöfen wohl bei Nutzbarmachung der schwefligen Säure für die Schwefelsäurefabrikation; ferner concentrirendes Schmelzen in Flammöfen, in welchen der Bildung von Schwarzkupfer erfolgreicher entgegengewirkt werden kann, als in Schachtöfen.

Dieses hat seinen Grund darin, dass im Schachtofen das reducirende Agens Kohle und Kohlenoxydgas, im Flammofen Schwefel ist, welche erstere fremde Metalloxyde kräftiger reduciren, als letzterer, auch der Schwefel oxydirtes Kupfer wieder schwefelt. Etwa ausgeschiedenes metallisches Kupfer wird bei der längeren Berührung mit Schwefelmetallen im Flammofen von diesen leichter wieder aufgenommen; Zink, Antimon und Arsen lassen sich in Flammöfen weniger schnell austreiben als in Schachtöfen. — Die nachfolgende Uebersicht[4]) weist die raschere Entstehung von Schwarzkupfer bei Schachtöfen, als bei Flammöfen nach:

	Engl. Flammofen.	Mansfeld. Schachtofen.
Geröstetes Erz	20—25 Proc. Cu	2.75 Proc. Cu
Rohstein	33 „ „	47 „ „
Gerösteter Rohstein . .	34 „ „	51 „ „
Weisser Stein	77 „ „	—
Blauer Stein	56 „ „	—
Schlackenstein	62—74 „ „	—
Extrastein	77.5 „ „	—
Metallstein	81.5 „ „	—
Schwarzkupfer	92 „ „	88—95 „ „
Raffin. Kupfer	97—99.5 „ „	98.5—99.5 „ „

Modificationen.

50. Rösten der Steine. Je nachdem die Röstung mehr oder weniger vollständig sein muss (S. 138), verwendet man die Steine in Stück- oder Pulverform.

Beim Rösten der Steine[5]) in Stücken findet sich bei vorwaltendem Schwefeleisengehalt im Röstgut ein Gemenge von Eisenoxyd, Kupferoxyd, schwefel-

1) Oest. Ztschr. 1859, S. 292. 2) Kerl, Oberh. Hüttenproc. 1860, S. 520, 691. 3) Kerl, Met. 2, 567. 4) B. u. h. Ztg. 1852, S. 267. 5) Plattner's Röstprocesse S. 85, 206.

saurem Kupferoxyd, Kupferoxydul und wenig metallischem Kupfer nebst unzersetzten Schwefelungen. Zinkblende und Bleiglanz geben Oxyde und Sulfate, Bleiglanz bewirkt eine leichtere Sinterung und die Bildung von Eisenoxyduloxyd. Bei an Schwefelkupfer reicheren Steinen erfolgt durch Einwirkung von oxydirtem Kupfer auf geschwefeltes mehr metallisches Kupfer[1]) in Gestalt traubiger Kerne (Fig. 89) beim Aufschlagen der Stücke, welche viel Silber enthalten können. $2Cu_2O + Cu_2S = 6Cu + SO_2$ und $2CuO + Cu_2S = 4Cu + SO_2$. Beim Rösten von fein gepulvertem Stein lassen sich bei sehr starker Rothglühhitze die Schwefelmetalle in Oxyde überführen.

Fig. 89.

Röstapparate.

Für Bruchstücke dienen Haufen, Stadeln und Schachtöfen, für Pulver Flammöfen, Gefässöfen und zuweilen Schachtöfen.

Haufen.

1) Haufen (S. 113). Diese sind je nach dem Schwefelgehalt der Steine in Stückform frei oder bedacht. Man giebt den Haufen anfangs eine geringere Höhe (wegen Leichtschmelzigkeit der Leche) und grössere Länge, macht sie dann bei den folgenden Feuern immer kürzer und höher unter Verstärkung der Holzlage und giebt bei den letzten Feuern (bei antimon- und arsenhaltigen Lechen 10—13 Feuer) eine Schicht Holzkohlen in den oberen Theil des Rostes. Röstdauer 6—8 Wochen. Gut gerösteter Stein hat ein bläulich-schwarzes, mattes Ansehen, ist trotz Sinterung mürbe und leicht zu zerkleinern und hat wohl in Folge einer Kernröstung[2]) nach der Mitte zu einen grösseren Kupfergehalt.

Beispiele.

Schmöllnitz.[3]) Haufen von 61600—143360 Kil., durchschnittlich 95200 Kil. Inhalt haben 5.69 M. Breite, 22.13 M. Länge, 0.474 M. Höhe. — Stefanshütte[4]) Haufen von 56000—84000 Kil. Inhalt haben anfangs 3.793 M. Breite bei 0.474 M. Höhe; Einmengen von Holzkohle vom 5 oder 7. Feuer an; nach der 10. bis 13. Röstung bildet der Haufen eine quadratische Pyramide von 3.161—3.793 M. Seitenlänge und 2.529—2.845 Mm. Höhe; 55 Mm. dicke Stücke.

Stadeln.

2) Stadeln (S. 115), die gebräuchlichste Vorrichtung für das Schachtofenschmelzen.

Beispiele.

Heine[5]) empfiehlt Stadeln von 1.88 M. Länge, 1.88 M. Breite und 1.57 M. Höhe bei 10000 Kil. Inhalt für die ersten und 5000—6000 Kil. für die letzten Feuer. Mit Rost versehene überwölbte Stadeln (Boston[6]) lassen eine schnellere und gleichmässigere Röstung zu.

Schachtöfen.

3) Schachtöfen, und zwar

a) Für Bruchstücke. Im Vergleich zum Haufen- und Stadelrösten spart man an Brennmaterial und die schweflige Säure lässt sich nutzbar machen.

Beispiele.

Nachdem früher Versuche in Schweden[7]) günstige Resultate, namentlich hinsichtlich der Zeitdauer nicht ergeben hatten, werden die Kupfersteine neuerdings in Kilns (S. 117) mit Vortheil geröstet. In Freiberg[8]) z. B. röstet man Kupferbleisteine mit 28 Proc. Kupfer in Kilns von 3 M. Höhe und 1.5 × 3 M. Weite

b) Für zerkleinte Steine. Man verwendet hierfür mit grösstem Vortheil den Gerstenhöfer'schen Ofen (S. 118), welcher

1) Kerl, Met. 1, 709. 2) Erdm. J. f. ök. Chem. 16, 56. 3) Oest. Ztschr. 1856, S. 232. 4) B. u. h. Ztg. 1865, S. 412. 5) Bgwfr. 1, 51. 6) Kerl, Met. 1, 887. 7) Erdm. J. f. ökonom. Chem. 16, 56. Bgwfr. 1, 97. 8) Preuss. Ztschr. 19, 183.

im Vergleich zum Haufen- und Stadelrösten statt 4—6 Wochen zum mehrmaligen Rösten der Steine nur Stunden, sowie Minutien von Brennmaterial erfordert, die schweflige Säure nutzbar zu machen und eine vollständigere Röstung zulässt, aber eine kostspielige Zerkleinerung der Steine verlangt.

Beispiel. Mansfeld.

Im Mansfeldschen[1]) werden die granulirten oder gewalzten Rohsteine im Gerstenhöfer'schen Ofen behuf Concentration im Flammofen auf Spurstein abgeröstet und von deren 25—29 Proc. betragendem Schwefelgehalt 12—14 Proc. nutzbar gemacht; bei richtiger Regulirung des Zuges erfolgen Spurmehle mit ausreichender Gaare, um Concentrationsstein mit 65—66 Proc. Cu zu erzielen. Ein Ofen setzt in 24 St. 10000 und bei lebhaftem Zuge selbst 15000 Kil. Rohstein durch, bei Entstehung von 5 Proc. Flugstaub. Bode hat die Verbrennungstemperatur für Rohstein und die daraus entwickelte Menge von schwefliger Säure qerechnet (S. 113). Die daraus erzeugte Schwefelsäure muss durch Schwefelwasserstoff von Selen befreit werden. Neuerdings billigeres Rösten der Steinbruchstücke in Kilns.

Flammöfen.

4) Flammöfen. Dieselben, in Schweden[2]) und Freiberg[3]) ohne Erfolg versucht, aber schon früher auf den Rhonehütten[4]) in Ausführung, sowie zu Briglia bei Florenz, kommen für stark zerkleintes Material trotz ihres grösseren Brennmaterialconsums da zur Anwendung, wo man die Röstung vollständig in der Gewalt haben muss.

Nach genommenen und untersuchten Proben lässt sich der Schwefelgehalt, bis zu welchem man abrösten will, genau bestimmen, auch der Eisengehalt durch eine analytische Probe und der Kupfergehalt wohl nach dem specifischen Gewicht des Steines. Wegen hohen Gehaltes an Cu_2S geben hierher gehörige Leche nur noch wenig schweflige Säure und sind zum Sintern sehr geneigt.

Beispiele. Mansfeld.

Rösten der Spursteine für die Ziervogel'sche Silberextraction im Mansfeldschen.[5]) Die gemahlenen Spursteine werden im 3 und 4herdigen Gasflammofen so weit abgeröstet, dass sich das Schwefelsilber in Sulfat verwandelt, Schwefeleisen und Schwefelkupfer aber möglichst vollständig in Oxyde übergehen (Näheres beim Silber). Bode hält eine theilweise Abröstung dieser Leche auch im Gerstenhöfer'schen Ofen für zulässig.

Freiberg.

Rösten des Freiberger Spursteins. Der gepochte Kupfer- oder Spurstein mit 40 Proc. Kupfergehalt, aus dem in Kilns (S. 117) gerösteten und im Schachtofen gespurten Kupferbleistein mit 23 Proc. Kupfer hervorgegangen, wird behuf der Concentration im Flammofen in einem doppelsöhligen Fortschaufelungsofen (S. 70) geröstet, welcher, indem man alle drei Stunden 500—700 Kil. Stein chargirt, täglich 4000—5500 Kil. durchsetzt mit 30—36 Proc. Steinkohlen von geringer Qualität. Das Röstgut enthält bis 5 Proc. Schwefel (siehe Schwefelprobe S. 66), Oxyde von Kupfer, Eisen, Zink, Nickel und Kobalt, basisch schwefelsaure Salze von Kupfer- und Eisenoxyd, Sulfat von Silber, metallisches Silber, antimon- und arsensaure Salze. — Auch der Flammofen-Concentrationsstein wird jetzt in Freiberg in mehretagigen englischen Flammöfen geröstet. — Auf den Rhonehütten[6]) wird beim Rösten antimonhaltiger Kupfersteine durch abwechselndes Steigern und Vermindern der Hitze die Verflüchtigung des Antimons begünstigt. Parkes' Doppelofen[7]) hat sich in Schemnitz nicht bewährt.

Gefässöfen.

5) Gefässöfen (Muffelöfen). Dieselben wurden statt der jetzt üblichen Flammöfen (S. 141) früher im Mansfeld'schen und in Freiberg[8]) (hier zum Rösten des Concentrationssteins für die Schwefelsäureextraction) angewandt.

Sie arbeiten aber kostspieliger, erfordern viel Reparaturen, an den Ver-

1) Preuss. Ztschr. 14, 1; 17, 159. B. u. h. Ztg. 1866, S. 337; 1867, S. 79; 1869, S. 441; 1871, S. 299; 1872, S. 315. Bode, Schwefelsäurefabrikation 1872, S. 10, 18, 41, 83. 2) Erdm. J. f. ök. u. techn. Chem. 1, 56. 3) Freiberg. Jahrb. 1838, S. 48. 4) B. u. h. Ztg. 1859, S. 243. 5) Preuss. Ztschr. 11, 95; 17, 166. B. u. h. Ztg. 1863, S. 37; 1871, S. 306; 1870, S. 454. Bode, c. l. S. 87. 6) B. u. h. Ztg. 1859, S. 251. 7) B. u. h. Ztg. 1864, S. 103. 8) Kerl, Met. 2. 188, Taf. 3, Fig. 56—60. Preuss. Ztschr. 19, 188.

bindungsstellen mit den Schwefelsäurekammern werden sie leicht undicht, die Temperatur lässt sich weniger leicht reguliren und bei dem Erhitzen des Röstgutes von unten tritt leichtere Frittung ein.

Schachtofenspuren.

51. Spuren im Schachtofen. Dasselbe, in einem reducirend-solvirenden Schmelzen bestehend, bezweckt die Verschlackung der fremden Metalloxyde durch Kieselsäure (saure Schlacken vom Erzschmelzen, Thon, Thonschiefer), während oxydirtes Kupfer reducirt wird und mit den unzersetzten oder durch Reduction schwefelsaurer Salze gebildeten Schwefelungen einen Stein (Spurstein, Doublirstein, Kupferstein) giebt. Bei zu starker Röstung kann unreines Schwarzkupfer (S. 138) entstehen (Oberharz, Unterharz), sowie eine Speisebildung wohl absichtlich herbeigeführt wird (S. 111). Um einer Kupferverschlackung möglichst entgegenzuwirken, macht man die Beschickung basischer, eisenoxydulreicher, als beim Erzschmelzen und schlägt die in Folge dessen durch eingemengte Steintheilchen unreiner werdende Schlacke (im Wesentlichen Singulosilicat) wieder beim Erzschmelzen zu, was allerdings einen besondern Brennstoffconsum veranlasst.[1]) Im Uebrigen geschieht das Schmelzen wie bei der Erzarbeit — nur wohl etwas langsamer, damit sich die geschmolzenen Massen gut separiren — und bedient man sich dazu auch derselben Oefen, wie sie beim Erzschmelzen üblich sind.

Nach Umständen muss das Rösten und Schmelzen der Spursteine noch ein- oder mehrmals wiederholt werden, woraus das erste, zweite, dritte u. f. Spuren, Mittelsteinschmelzen u. s. w. entspringt. Man schlägt bei diesen Schmelzungen wohl um so reinere kupferhaltige Abfälle (Schlacken, Flammofensohlen, Flugstaub u. s. w.) zu, eine je spätere Concentration vorgenommen wird.

Producte.

Als Hauptproducte erfolgen (neben Schwarzkupfer, Speise, Eisensauen):

Spurstein.

a. Spurstein (Kupfer-, Concentrations-, Mittel-, Doublirstein, Doppel-, Anreich- oder Reichlech), kommt nach vorheriger Röstung zum Schwarzkupferschmelzen, zur weiteren Concentration oder zur Entsilberung.

Solche Steine enthalten meist nicht hinreichend Schwefel, um Halbschwefelkupfer und einfache Schwefelmetalle zu bilden, so dass in ihnen metallisches Kupfer oder ein Theil des Eisens (Bleies) als Halbsulfuret vorkommen muss. Nicht selten findet sich darin in Höhlungen ausgeschiedenes haarförmiges Kupfer[2]), wahrscheinlich dadurch entstanden, dass der Kupferstein in der Hitze etwas metallisches Kupfer aufnimmt (Cu_2S, $2FeS + Cu_2 = 2Cu_2S$, Fe_2S) und dieses beim langsamen, nicht beim raschen Abkühlen wieder fahren lässt.

Zusammensetzung von Spursteinen:

	a.	b.	c.	d.	e.	f.	g.
Kupfer	53.88	32—43	63.9	72.7	80.8	80.3	51.37
Eisen	10.39	16—20	8.1	8.6	1.0	1.1	18.67
Blei	12.32	14—17	7.3	0.6	—	—	—
Nickel, Zink, Kobalt	1.18	—	—	—	—	—	6.54
Silber	—	0.2—0.3	—	—	—	—	—
Arsen, Antimon	1.53	—	0.4	1.0	0.5	0.2	—
Schwefel	18.01	21—24	20.0	17.7	18.2	19.7	24.35.

1) Bgwfr. 1, 49, 85, 119. 2) B. u. h. Ztg. 1855, Nr. 17.

a. Aelterer Freiberger Spurstein. b. Neuere Freiberger Spursteine, vom Verschmelzen des in Kilns gerösteten Kupferbleisteins (mit 16 Pb, 23 Cu, 24 Fe, 0.1 Ag und 23.5 S) der Schlackenarbeit (S. 79). c—f. Altenauer Krätzkupfersteine[1]) vom 1—4. Durchstechen. g. Aelterer Mansfelder Spurstein.

b) Spurschlacken, Singulosilicate oder sich denselben nähernde Verbindungen von Bi- und Singulosilicaten; gehen in die Schmelzarbeiten, namentlich ins Erzschmelzen zurück. Spurschlacken.

Zusammensetzung:

	a.	b.	c.	d.	e.
Kieselsäure . . .	33.1—34.1	27.6	33.2	29.1	30.9
Thonerde	5.6—11.2	6.5	4.4	4.3	5.7
Eisenoxydul . . .	32.0—51.5	54.3	55.9	60.5	58.6
Kalkerde	5.0—17.1	4.1	3.8	1.5	4.3
Magnesia	0.0— 4.6	0.6	0.6	0.6	0.3
Kupferoxydul . . .	0.7— 3.0	1.4	0.7	2.1	0.9
Bleioxyd	—	4.8	2.1	0.4	0.02
Antimonoxyd . . .	—	1.0	0.2	0.2	0.2
Schwefel	0.0— 0.46	—	—	—	—

a. Aeltere Mansfelder Schlacken, Singulosil. b—e. Altenauer Hütte 1. bis 4. Kupferbleisteindurchstechen, Schlacken von der Krätzkupferarbeit, etwas saurer als Singulosilicate.

Als Beispiele für diese Arbeit sind anzuführen: Beispiele.

Freiberg.[2]) Rösten des Kupferbleisteins (mit 23 Cu, 16 Pb, 24 Fe, 0.1 Ag und 23.5 S) von der Bleischlackenarbeit (S. 79) in Kilns (S. 117), Verschmelzen von 100 geröstetem Stein mit 100 rohem Kupferbleistein, 400 gerösteten kiesigen Dürrerzen, 400 Stöckeln aus mit Mutterlauge angebatzten Kupferkiesschliegen, 400 Kupfersteinconcentrationsschlacke und 3333 Bleischlacken im 8förmigen Pilzschen Ofen (S. 33) mit 9—11 Proc. Cokes von der Beschickung auf: Werkblei, etwas Speise, Schlacke und Kupferstein von obiger Zusammensetzung und durchschnittlich 40 Proc. Kupfergehalt. Der Stein wird nach dem Rösten im Fortschaufelungsofen im Flammofen gespurt. Freiberg.

Unterharz.[3]) Schmelzen des 3 Mal in bedachten Haufen gerösteten antimon- und arsenhaltigen Rohsteines (Rohrostes) mit 50 Cu mit gebranntem Thonschiefer im Sumpfofen (S. 129) auf Rohrostschwarzkupfer (zum Gaarmachen) und Kupferstein mit 60 Cu, welcher in 5—6 Feuern geröstet (Kupferrost) ohne Zuschlag auf Kupferrostschwarzkupfer (zum Gaarmachen) durchgesetzt wird. Unterharz.

Oberharz.[4]) Rösten des antimonhaltigen Rohsteins aus der Kiesarbeit mit 32—38 Cu 6—8 Mal in bedachten Haufen, Verschmelzen mit Erzschlacken im Brillenofen auf Schwarzkupfer und Mittelstein mit 60—65 Cu, Rösten desselben in 8—10 Feuern und Durchstechen auf Schwarzkupfer und ersten Spurstein mit 70—74 Cu, Rösten des letzteren in 8—10 Feuern und Schmelzen auf Schwarzkupfer und zweiten Spurstein mit 74—75 Cu, Todtrösten desselben in 9 bis 12 Feuern und Schmelzen auf Schwarzkupfer und dritten Spurstein für die nächstjährige Arbeit. — Krätzkupferarbeit[5]): Rösten des Steines aus der Bleiarbeit (20—22 Cu, 9—10 Pb, etwa 40 Fe, 0.035—0.055 Ag, 22 S) 7—8 Mal während 5—6 Wochen in Haufen (später in Kilns), wobei der Schwefelgehalt auf 6—8 Proc. herabgeht, 4—5maliges Durchstechen der immer wieder gerösteten Steine mit Kiesschlacken (oder Bleischliegschlacken) und unreinen Krätzkupferschlacken im Brillenofen auf Schwarzkupfer und Spursteine (zuletzt mit 73 Cu, 2 Fe und 0.03 Ag). Die ersten Schwarzkupfer sind die unreinsten und silberreichsten, die letzten die silberärmsten aber reinsten. (Zusammensetzung der Steine und Schlacken siehe oben.) Das Schwarzkupfer mit durchschn. 82.5 Cu, 13 Pb, 0.5 Fe, 2 Ni und Co und 1.5 Zn wird verblasen und mittelst Schwefelsäure entsilbert. Zur Abkürzung der Steinarbeiten ist empfohlen, den ersten Stein in Kilns stärker abzurösten und in einem Sumpfofen mit saureren Zuschlägen (Holzkohlenhohofenschlacken) zu Oberharz.

1) B. u. h. Ztg. 1861, S. 62. 2) Preuss. Ztschr. 19, 183. 3) Kerl, Rammelsberger Hüttenpr. 1860, S. 91. 4) Kerl, Oberharzer Hüttenpr. 1860, S. 639. 5) Kerl, Oberharzer Hüttenpr. 1860, S. 640. Preuss. Ztschr. 19, 198.

verschmelzen, wo dann auch unter Abscheidung von Werkblei kupferreichere und eisenärmere Steine entstehen, welche sich besser separiren, als in Brillenöfen, und ein reineres Schwarzkupfer geben. Das noch erforderlich werdende 2. und 3. Steindurchstechen müsste mit schwächer geröstetem Stein und kieselsäureärmeren Schlacken (Cokeshohofenschlacken) ausgeführt werden und das letzte Durchstechen auf Schwarzkupfer wieder mit scharf geröstetem Stein und eisenarmen neutralen Schlacken zur Erzielung eines gleich für die Schwefelsäureextraction geeigneten Schwarzkupfers.

Zweck.

52. Concentration im Flammofen. Dasselbe kann, wie bereits (S. 138) bemerkt, entweder eine Anreicherung des Kupfergehaltes oder eine möglichst vollständige Entfernung fremder Beimengungen (Eisen, Blei u. s. w.) bezwecken, ohne dass in beiden Fällen Schwarzkupfer entsteht.

Oefen.

Die Concentrationsöfen haben eine den Figg. 90, 91 (s. nebensteh.) sich nähernde Gestalt.

Kupferconcentration.

1) Anreicherung des Kupfergehaltes bis zu einer gewissen Grenze, bei welcher sich das Silberausbringen als das vortheilhafteste erwiesen hat.

Beispiel. Mansfeld.

Mansfeld.[1]) Rösten der beim Kupferschieferschmelzen (S. 134) erhaltenen granulirten oder gewalzten Rohsteine mit 30—40 Cu im Gerstenhöfer'schen Ofen (S. 141), so dass von 25—29 Proc. Schwefel 12—14 Proc. verflüchtigt werden. Neuerdings Rösten der Rohsteine in Stücken in Kilns; Charge von 2500—3000 Kil. Stein und 300—400 Kil. Quarz oder Sangerhäuser Sanderz, Zusatz von ungeröstetem oder hochgeröstetem Rohstein, wenn die Röstung zu weit getrieben oder zu schwach gewesen. Spurofen[2]) ähnlich den englischen Flammöfen (Fig. 90, 91) mit ovalem Herd, an der Feuerbrücke 1.15 M., in der Mitte 2.98 M. und am Fuchs 0.47 M. breit, 4.24 M. lang, Höhe des Gewölbes über der Sohle unten 0.94 M., Feuerbrücke 0.94 M. stark, Flammloch 157 Mm. hoch, Fuchs 209—262 Mm. im Quadrat, Esse 34.5—35.2 M. hoch bei 0.84 M. Weite, quadratischer Rost von 1.20 M. Seite mit Klinkerrostfeuerung. Muldenförmiger Herd aus Quarz und Rohschlacke, aufgeschmolzen auf einer Decke von 157—209 Mm. gesiebtem Quarz. Chargiren durch ein Mittelthor oder mittelst Trichters durch die Decke, Arbeitsöffnung am Fuchs, Stichöffnung der Mittelthür gegenüber. Erweichen der Beschickung bei geschlossenen Thüren während 2—2½ stündigen starken Feuers. Durchrühren mittelst durch das Arbeitsthor eingebrachten Krähls, Schliessen desselben und starkes Feuer, Wiederholen der Operation nach 1—1½ St., bis nach 5—5½ St. Alles eingeschmolzen ist, Oeffnen des Arbeitsthors, um Schlacke (mit 8—10 Proc. Kupfer) mit einer Kratze in eiserne Wagen zu ziehen. Aufgeben einer neuen Charge, Wiederholen derselben etwas kürzer dauernden Operationen, Oeffnen des durch Holzkohle und Sandpfropfen geschlossenen Stiches und Ablassen des Steins in ein Wasserbassin zum Granuliren. Der Stein muss 65 Proc. Kupfer enthalten, was man an seinem specifischen Gewicht erkennt; Ausschöpfen einer Probe vor dem Abstechen zur Ermittelung des letzteren; bei 5.5 spec. Gew. sind die Steine gut. Es entspricht z. B. 5.3640 einem Gehalt von 62.868 Proc., 5.8626 einem solchen von 77.161 Proc., 5.4523 aber 64.886 Proc. Cu. Ein Ofen mit Siemens'scher Regenerativgasfeuerung wurde wegen mangelhafter Leistung und fortwährender Reparaturen wieder beseitigt.[3])

Die Spursteine enthalten 66.0—72.0 Kupfer, 3.0—6.7 Eisen, 1.8—2.1 Blei, 1.3—3.3 Zink, 0.6—0.9 Nickel und Kobalt, 0.3—0.4 Ag und 20.6—22.2 Schwefel (letzterer im geringen Ueberschuss zur Bildung von Einfachschwefelmetallen und Halbschwefelkupfer); die Schlacken enthalten 34.8—35.7 Kieselsäure mit 18.6 bis 19.0 Sauerstoff, die Basen 14.6—15.9 Sauerstoff.

Reinigung.

2) Möglichst vollständige Entfernung fremder Bestandtheile (Eisen, Blei u. s. w.) zur Erzielung von Halbschwefelkupfer mit mindestens 70 Proc. Kupfer und daraus von reinem

---

1) Preuss. Ztschr. 17, 158. 2) Preuss. Ztschr. 17, Taf. 14. 3) B. u. h. Ztg. 1869, S. 399; 1870, S. 438; 1871, S. 306.

Fig. 90.

Fig. 91.

a Fundament. b Eiserne Tragplatten, auf den Säulen c ruhend. d Umfangsmauer. e Feuerungsraum. f Rost. g Schüröffnung. h auf Eisenplatten ruhende Feuerbrücke. i Kühlungscanal. k feuerfestes Ofeninneres. l Herdgewölbe. m Sandschacht. n Ziegelschicht. o Schmelzherd, aus Quarz und Schlacken. p Luftzuführungscanäle, welche auch fehlen können. q Arbeitsöffnung. r und s mit Thüren geschlossene Thore, um während der Arbeit und behuf Reparaturen bequem in den Ofen kommen zu können (s fehlt gewöhnlich). t Stichöffnung. u Chargiröffnung. v Gezähwalze. w Fuchs. x Esse.

Kupfervitriol bei der Entsilberung. Das Eisen muss bis auf 0.2 Proc. fortgeschafft werden.

Beispiel. Freiberg.

Freiberg.[1]) Rösten des Schachtofenkupfersteins (S. 143) im Fortschaufelungsofen (S. 141) bis auf etwa 5 Proc. Schwefel, welcher Gehalt zur Bildung von Cu_2S nicht hinreichend, aber die Erzeugung von viel Eisenoxyd zulässt, Schmelzen des Röstgutes mit Schwerspath und Quarz oder kieseligen und schwerspäthigen Dürrerzen im Flammofen, wobei Schwerspath durch Kieselsäure und Schwefeleisen unter Bildung eines leichtflüssigen Silicates von Baryterde und Eisenoxydul, sowie von Schwefelbarium zerlegt wird, welches letztere dann oxydirtes Kupfer schwefelt; oder es wird durch Kieselsäure aus dem Schwerspath Schwefelsäure ausgetrieben, Kupfersulfat bildend, welches unter dem Einfluss von Schwefeleisen oder einer reducirenden Flamme in Schwefelkupfer übergeht. Je nachdem stärker oder schwächer geröstet worden, entsteht auch bleiisches Schwarzkupfer oder schwefel- und eisenreicherer Stein. Schmelzen einer Beschickung von 100 geröstetem Spurstein, 14—27 rohem Spurstein, 23 bleiischem Schwarzkupfer, 25—30 Schwerspath und 14—23 ungerösteten quarzigen Dürrerzen in einem den englischen Kupferöfen (Fig. 99) gleichenden Spurofen von 3.75 M. Herdlänge, 2.3 M. grösster Weite und 0.65 M. Gewölbhöhe in der Mitte; Herdsohle aus Quarz und Thon aufgeschmolzen, darüber eine Schicht Quarz und Rohschlacke. Einfeuern einer Charge von 1650—1800 Kil. während 4—5 Stunden, Durchrühren, Schlackenziehen mit eisernen Krücken, Einbringen einer zweiten und dann dritten Charge bei Wiederholung derselben Operationen, Abstechen des Steins in Formen, demnächstiges Pochen, Mahlen und Rösten im Fortschaufelungsofen behuf der Extraction mit Schwefelsäure. Prüfung des Concentrationssteines auf seinen Eisengehalt, welcher bei über 0.2 Proc. desselben in die Arbeit zurückgegeben wird (Lösen in rauchender Salpetersäure, Eindampfen mit Schwefelsäure, Fällen mit Ammoniak, Auflösen des Eisenniederschlages in Salzsäure, nochmaliges Fällen durch Ammoniak; 5—7 Stunden Zeit). Producte: Concentrationsstein mit 69—74 Cu, 3 bis 7 Pb, 0.3—0.4 Ag, 0.2 Fe, 0.3 Co und Ni, 0.5—1 As und Sb, 14—19 S; Schlacke mit 6 Cu, 9 Pb und 0.005 Ag, zur Bleiarbeit; bleiisches Schwarzkupfer mit 50 bis 60 Cu, 20—25 Pb und 0.5—0.6 Ag, zum Concentriren zurück, desgleichen etwa entstehender kupferärmerer Stein.

4. Capitel. Schwarzkupferarbeit.

Reducirend-solvirendes Schmelzen.

53. Theorie. Die durch wiederholte (8—16malige) Röstungen in Haufen oder Stadeln oder in kürzerer Zeit in Flammöfen (S. 141) todt gerösteten Roh- oder Concentrationssteine (Gaarrost) werden mit sauren Solvirungsmitteln einem reducirenden und solvirenden Schmelzen (Schwarzmachen) bei einer nicht zu hohen Temperatur unterworfen, wo sich dann das Kupferoxyd reduciren, das Eisenoxydul nebst sonstigen fremden Oxyden aber verschlacken soll. Da man die richtige Temperatur nicht genau inne halten kann, so reduciren sich auch fremde Oxyde zum Theil und es entsteht ein unreines Kupfer (Schwarzkupfer), dessen Qualität von der Reinheit der Erze, damit vorgenommenen Concentrationsarbeiten, der Beschaffenheit des Brennmaterials u. A. abhängt. Da trotz sorgfältigster Röstung immer noch Schwefel im Gaarroste (eine traubige, lockere Masse, häufig mit metallischem Kupfer und Kupferoxydul) zurückbleibt, so bildet sich eine geringe Menge Stein (Dünnstein, Oberlech), welcher erwünscht ist, weil sein Schwefeleisengehalt zur Schwefelung etwa verschlackten Kupfers beiträgt (S. 111). Trotzdem

1) Preuss. Ztschr. 19, 185. B. u. h. Ztg. 1865, S. 451.

enthalten die Schlacken meist einen grösseren Kupfergehalt, theils chemisch gebunden, theils von mechanisch eingemengten Kupferkörnchen herrührend, und müssen deshalb bei Schmelzarbeiten wieder zugeschlagen werden.

Kupferhaltige Rückstände von der Silberextraction auf nassem Wege können beim Verschmelzen auf Schwarzkupfer durch einen Rückhalt an Gyps oder Vitriolen Veranlassung zur Dünnsteinbildung geben (Mansfeld). Sind solche Rückstände antimon- und arsenhaltig, so kann es sich empfehlen, dieselben nicht gleich im Schachtofen auf Schwarzkupfer zu verschmelzen, sondern im Flammofen mit Zuschlag von kiesigen Erzen auf Stein, welcher bei wiederholter Concentration ohne Schwarzkupferfall sich reinigen lässt (Schmöllnitzer Schwarzkupfer-Extractionsrückstände).

Beim Verschmelzen solcher Rückstände in Schachtöfen können an Kupferoxydul sehr reiche Schlacken entstehen, welche nochmals mit Schwefelkies und Flussspath auf Stein durchzusetzen sind. (Früher in Freiberg.[1])

54. Schwarz- oder Rohkupferschmelzen. Dasselbe wird seltener in Flammöfen, als in Schachtöfen ausgeführt. Modificationen.

Der Schachtofen liefert ärmere Schlacken, die Kupferverflüchtigung ist geringer und es bedarf weniger Brennmaterial, als im Flammofen, welcher aber, da man fast ganz ohne Schlacken schmelzen kann, ein grösseres Durchsetzquantum gestattet, ein reicheres Schwarzkupfer neben wenig Lech liefert (Schmöllnitz) und gleich ein Raffiniren des ersteren zulässt (Atvidaberg, Mansfeld, Brixlegg).

1) Schachtofenschmelzen. Man beschickt im Allgemeinen auf Singulosilicate und schlägt wohl reine kupferreichere Schlacken (Gaarschlacken) oder oxydische oder geschwefelte Erze mit saurer Gangart zu (Boston, Stefanshütte); pulverförmiges Schmelzmaterial wird mit Thon angebatzt und getrocknet. Brillenöfen geben ein rascheres Schmelzen als Sumpföfen und begünstigen den Schwarzkupferfall, weil das Kupfer weniger leicht wieder von den Schwefelmetallen aufgenommen wird, lassen aber, sowie auch die Tiegelöfen, ein Ausräumen von Eisensauen nicht zu, was beim Sumpfofen der Fall ist, welcher auch reinere Schlacken liefert. Geht das Schmelzen in letzterem nicht stark genug oder vermag eine zu geringe Steinmenge das Kupfer nicht hitzig zu erhalten, so erstarrt es leicht im Stiche. Beschickung. Schmelzöfen.

Durch rasches Schmelzen in nicht zu hohen Oefen wirkt man der Eisensauenbildung und dem Dünnsteinfall entgegen, indem alsdann Oxyde und Schwefelmetalle energisch zersetzend auf einander einwirken, während bei langsamem Schmelzen die Sulfate vollständiger durch Kohlenoxydgas in Schwefelmetalle übergeführt werden, was den Steinfall erhöht. Erfolgt viel Kupfer und wenig Stein, so ist ersteres meist viel reiner als umgekehrt, indem sich dann die reducirten Unreinigkeiten in einer grösseren Menge Kupfer vertheilen. Namentlich ist in höheren Ofenregionen die Wirkung des Kohlenoxydgases möglichst zu beschränken, was dadurch geschehen kann, dass man die Gicht so niedrig als möglich hält und nur dann chargirt, wenn sie hell werden will. Selten wird behuf Erzeugung eines kupferhaltigen Roheisens die Reduction durch Anbringung eines Kohlensackes im Ofen begünstigt (Perm[2]), wohl aber dieselbe vermindert durch stark geneigte Vorder- und Hinterwand (Agordo[3]). Tiegelöfen kann man dadurch zum Schwarzkupferschmelzen geeignet machen, dass man die Brust bis auf ein Auge mit Sand verschliesst und denselben wegnimmt, wenn Schlacke abgelassen oder Ansätze ausgeräumt werden sollen (Atvidaberg, Fahlun).

1) Rammelsberg's Met. S. 287. 2) Kerl, Met. 1, 443, Taf. 9, Fig. 216—218.
3) Ebend. 1, 442, Taf. 9, Fig. 219.

Brennmaterial.

Man zieht beim Schmelzen Holzkohlen den Cokes vor, weil letztere leichter zur Reduction fremder Oxyde durch höhere Temperatur beitragen. Anthracit veranlasst ein rasches Schmelzen (Boston).

Schmelzproducte.

Als Producte erfolgen ausser Eisensauen, Ofenbrüchen, Geschur und Gekrätz:

Schwarzkupfer.

a) Schwarzkupfer (Roh-, Gelfkupfer) von der verschiedensten Zusammensetzung; kann Fe, Pb, Ni, Co, Zn, Sb, As, Ag, S u. A. enthalten, welche Beimengungen das Kupfer spröde, körnig im Bruche und missfarbig machen und den Kupfergehalt zuweilen bis auf 70 Proc. herabziehen, der aber meist 80—95 Proc. beträgt.

Das Schwarzkupfer kommt zum Gaarmachen (Norwegen, Schweden, Oberharzer Kieskupfer, Unterharzer Rohrostschwarzkupfer) oder zur Entsilberung durch Blei, Amalgamation, Extraction. Behuf der Zerkleinerung ist ein geringer Antimongehalt förderlich (Stefanshütte).

Zusammensetzung:

	a.	b.	c.	d.	e.	f.
Kupfer	93.5	86.5	94.4	83.3	92.2	93.10
Blei	1.5	—	0.6	0.3	0.9	—
Eisen	1.5	3.5	3.3	1.7	1.4	3.43
Zink	1.0	—	0.3	—	—	—
Kobalt, Nickel	1.2	Spr.	0.2, 0.2	3.3	4.2	0.10
Silber	0.03	0.3	0.07	0.06	0.1	—
Gold	—	—	0.009	—	—	—
Antimon	—	8.5	—	—	—	2.56
Zinn	—	—	0.024	—	—	—
Schwefel	1.0	1.1	0.8	11.3	1.0	1.04
Phosphor	—	—	0.003	—	—	—

a. Von Mansfeld. b. Von Stefanshütte. c. Von Fahlun. d und e. Von Riechelsdorf, obere und untere Scheibe. f. Von Phönixhütte.

Dünnstein.

b) Dünnstein (Oberlech, Armstein), Gemenge von Cu_2S, FeS mit metallischem Kupfer, welches zumeist die Wände von Blasenräumen überzieht (S. 142).

Derselbe wird entweder in die Roh- oder Concentrationsarbeit gegeben, seltener für sich verarbeitet, wo er dann ein ausgezeichnetes Kupfer liefert.

Zusammensetzung:

	a.	b.	c.	d.	e.
Kupfer	57.2—61.2	72.5	57.8	61.3	60.0
Eisen	15.8—16.3	4.6	17.2	13.7	16.3
Blei	—	0.5	—	—	—
Antimon	—	—	—	—	0.1
Nickel	—	0.4	—	—	—
Kobalt	—	0.4	—	4.1	—
Zink	—	0.5	0.7	—	—
Schwefel	20.0—24.4	21.4	24.5	22.5	22.3
Schlacke	—	—	—	—	1.5

a. Aeltere Steine aus dem Mansfeldschen. b. Neuerer Dünnstein daher. c. Von Fahlun. d. Von Riechelsdorf. e. Von Phönixhütte.

Schlacken.

c) Schlacken, Singulosilicate oder etwas höher silicirt.

Werden seltener abgesetzt (Röraas), als beim Erz-, Stein- und Concentrationsschmelzen wieder zugeschlagen, wenn sie über 1 Proc. Kupfer enthalten.

Zusammensetzung:

	a.	b.	c.	d.	e.	f.
Kieselsäure	31.6—38.1	31.7	31.7	21.0—32.8	30.9	25.36
Thonerde	6.6— 7.3	—	2.8	0.0— 4.2	4.0	—
Eisenoxydul	45.1—52.4	62.3	47.8	64.8—69.1	66.3	70.13
Kalk	3.4—11.6	0.4	8.1	0.0— 1.2	0.5	0.15
Magnesia	0.1— 1.5	0.1	3.9	1.5— 2.3	—	0.20
Kupferoxydul	0.6— 2.9	0.9	1.1	1.0— 1.6	0.6	—
Zinkoxyd	1.3— 5.5	—	—	0.0— 0.2	—	—
Nickel- und Kobaltoxyd	Spr.— 2.1	—	0.25	0.0— 0.4	—	—
Bleioxyd	Spr.— 1.0	—	—	—	—	—
Molybdänoxyd	—	—	0.2	—	—	—
Alkalien	—	—	4.9	—	—	—
Schwefel	—	1.2	—	—	—	—

a. Mansfelder Schlacken. b. Von Stefanshütte. c. Von Riechelsdorf. d. Von Fahlun. e. Von Röraas. f. Von Phönixhütte mit 0.1 Sb, 0.1 As, 1.06 Cu, 1.55 S und Spuren von Co und Ni.

Beispiele.

Mansfeld.

Mansfeld.[1]) Verschmelzen der durch den Ziervogl'schen Process entsilberten Leche (Rückstände), nach dem Anbatzen mit 4 Proc. Thon und Trocknen durch die Ueberhitze der Röstöfen, in 5.92 M. hohen einförmigen Brillenöfen mit Nase auf Schwarzkupfer zum Gaarmachen und Raffiniren, Dünnstein zum Rückstandsschmelzen nach vorheriger Röstung und Schlacken mit über $1^1/_2$ Proc. Kupfer, zur Schmelzarbeit zurückgehend. Durchsetzquantum in 24 St. 10000—11500 Kil. Rückstände mit 25 Proc. Cokes. Neuerdings Schmelzen auf Schwarzkupfer im Flammofen und Raffiniren desselben in einer Tour.

Ungarn.

Stefanshütte.[2]) Schmelzen gut gerösteter Rohleche mit armen quarzigen Erzen in 2.53 M. hohen Sumpföfen mit einer Eisenrinne am tiefsten Punkte des Herdes zum Abstechen des Schwarzkupfers in Wasser und an der andern Seite 262 Mm. darüber mit Stichöffnung für den Stein. Durchsetzquantum in 24 St. 10000 Kil. Die Schlacke fliesst über die Schlackengasse ab und ist ärmer, als wenn man Schwarzkupfer, Lech und Schlacke zusammen absticht (Phönixhütte).

Atvidaberg.

Atvidaberg.[3]) Schmelzen des gerösteten Rohsteines mit Erzschlacken, Gaarschlacken und Quarz im 3förmigen Tiegelofen von 5.14 M. Höhe.

2) Flammofenschmelzen. Dasselbe findet zuweilen auch wohl in Verbindung mit dem Raffiniren statt (S. 147).

Beispiel.

Schmöllnitz.[4]) Verschmelzen der Rückstände von der Augustin'schen Schwarzkupferextraction mit Lechen in einem Spleissofen unter Zuführung von Oxydations- und Verbrennungswind, wobei durch Einwirkung des Oxydischen aufs Geschwefelte Schwarzkupfer entsteht.

5. Capitel. Gaarmachen des Schwarzkupfers.

Zweck des Gaarmachens.

55. Allgemeines. Das mehr oder weniger spröde Schwarzkupfer ist wegen seiner Verunreinigung mit Eisen, Blei, Zink, Nickel, Kobalt, Wismuth, Arsen, Antimon, Schwefel u. A. weder für die mechanische Bearbeitung, noch zur Darstellung von Legirungen nutzbar und muss für diese Zwecke durch ein oxydirendes Schmelzen, bei welchem die fremden Beimengungen oxydirt, verschlackt oder verflüchtigt werden sollen, gereinigt (gaargemacht) werden. Diese Reinigung geschieht um so leichter, je mehr sich die fremden Stoffe in ihrer Verwandtschaft zum Sauerstoff vom Kupfer unterscheiden und je weniger verwandt sie zum Kupfer selbst sind.

Verhalten fremder Bestandtheile.

Während Eisen, Zink und Blei am leichtesten zu beseitigen sind, so

1) Preuss. Ztschr. 17, 168. B. u. h. Ztg. 1867, S. 79. 2) B. u. h. Ztg. 1865, S. 412. 3) Kerl, Met. 2, 424. 4) Kerl, Met. 2, 556. Oest. Ztschr. 1859, S. 277, 299.

gelingt dieses unvollkommener mit Nickel, Kobalt[1]) und Wismuth, auch geringe Mengen von Antimon und Arsen haften dem Kupfer sehr hartnäckig an und alteriren schon in den geringsten Quanten dessen Festigkeit, weshalb diese Stoffe bei den vorhergehenden Röst- und Schmelzprocessen möglichst zu entfernen sind. Das Nickel, oft im Kupfererz nicht nachzuweisen, concentrirt sich im Schwarzkupfer und geht bei dessen Gaarmachen theilweise in die Schlacke, zum Theil in die obersten Kupferscheiben, in denen sich auch zuweilen krystallisirtes Nickeloxyd befindet (Riechelsdorf, Dillenburg[2]). Kommt mit dem Nickel gleichzeitig Antimon vor, so bildet sich eine Verbindung von meist $(\dot{C}u, \dot{N}i)^{18}\,\bar{S}b = 67.6$ Kupferoxyd, 16.1 Nickeloxyd und 18.3 antimonige Säure in Gestalt von goldgelben oder blassgrüngelben Blättchen (Kupferglimmer[3]), welche sich mit dem Gaarkupfer mengen, dasselbe (Glimmerkupfer, glimmeriges Kupfer) in seiner Qualität, namentlich Festigkeit beeinträchtigen und dickflüssig machen. Der Schwefel wird bei dem oxydirenden Schmelzen theilweise als schweflige Säure entfernt, haftet aber zum Theil dem Kupfer hartnäckig an und giebt gegen das Ende des Gaarmachungsprocesses zu einer rapiden, mit lebhaftem Umherspritzen von Kupfertheilchen (Streukupfer, Sprühkupfer[4]) verbundenen Entwicklung von schwefliger Säure (Kupfersprühen, Kupferregnen) Veranlassung, indem bei einer gewissen Temperatur und einem gewissen Verhältniss Schwefelkupfer und entstandenes Kupferoxydul auf einander reagiren, $Cu_2S + 2Cu_2O = 4Cu + SO_2$. Ganz ähnlich wie Glätte und Silber Sauerstoff binden, scheint die schweflige Säure vom Kupfer, welches eine gewisse Menge Kupferoxydul (6—8 Proc.) enthält, bei höherer Temperatur absorbirt zu werden. Sinkt letztere oder wird das Metallbad in lebhaftes Aufwallen, z. B. durch Polen, versetzt, so entweicht die schweflige Säure. Nach Caron[5]) absorbirt schmelzendes Kupfer Sauerstoff und Kohlenoxydgas. Nach Rivot hängt die Schwierigkeit der Entfernung fremder Beimengungen aus dem Kupfer davon ab, ob dieselben mit Schwefel, Antimon oder Arsen verbunden oder mit Kupfer legirt sind.

Vorgänge beim oxydirenden Schmelzen.

Wird Schwarzkupfer einem oxydirenden Schmelzen (Gaarmachen) mit Gebläsewind ausgesetzt, so werden die am leichtesten oxydirbaren Substanzen oxydirt (zuerst Eisen, dann Zink, Blei und zuletzt Nickel) und entweder, theilweise unter Rauchentwicklung, verflüchtigt (Antimon, Arsen, Blei, Zink, Schwefel) oder verschlackt, indem die gebildeten Oxyde unter Aufnahme von Kieselsäure (Gaarkrätz, Gaarschlacken) aus dem Herdmaterial nur zusammenfritten und von dem Metallbade abgezogen werden müssen (bei Eisen, Nickel, Kobalt) oder als flüssige Massen von selbst abfliessen (bleiische Schlacken). Die Oxydation erfolgt ausschliesslich auf der Oberfläche des Metallbades, wobei das geläuterte, specifisch schwerere Kupfer zu Boden geht und die leichtern noch ungereinigten Theile der Masse nach aufwärts getrieben werden und sich oxydiren. Aber es wird auch durch den Zutritt der Gebläseluft auf die Kupferoberfläche in Folge der Massenwirkung Kupferoxydul[6]) gebildet, welches das auf Adhäsionswirkungen beruhende besondere Bestreben hat, von der Oberfläche aus das flüssige Kupfer nach dem Boden zu, wohin die Gebläseluft nicht gelangt, zu durchdringen und dabei Sauerstoff an die oxydabeln Bestandtheile abzugeben, welche dann als Oxyde auf die Oberfläche steigen und von hier entfernt werden. Bei dieser fortgesetzten Wirkung des immer von Neuem auf der Oberfläche gebildeten Kupferoxyduls tritt ein Punkt ein, bei welchem durch dasselbe die fremden Stoffe abgeschieden sind. Soll dieses voll-

---

1) Lampad., Fortschr. 1839, S. 139. Bgwfr. 10, 331. Oest. Ztschr. 1861, S. 133. 2) Kerl, Met. 1, 705. 3) Kerl, Met. 1, 706; 2, 387. Liebig und Poggendorf's Handwörterb. 4, 723. Rammelsberg's Met. S. 263. 4) Kerl, Met. 2, 387, 407. Preuss. Ztschr. 17, 173. 5) Dingl. 183, 384. 6) B. u. h. Ztg. 1860, S. 442.

ständig gelingen, so muss ein Ueberschüss von Kupferoxydul vorhanden sein, welcher im Kupfer theilweise gebunden bleibt, zum Theil verschlackt wird (bis zu 50 Proc. Kupfergehalt und mehr in den Krätzen[1]). Bei einem geringen Ueberschuss davon (6—8 Proc.) nennt man das Kupfer gaar (Mansfeld, Oberharz, Schweden, Norwegen), bei einem grösseren übergaar, welcher letztere mit grösseren Verschlackungsverlusten verbundene Zustand dann vorhanden sein muss, wenn schwer zu entfernende Stoffe (Antimon, Arsen, Nickel) vorhanden (Unterharz, Ungarn).

Das im Kupfer enthaltene Kupferoxydul benimmt demselben seine Festigkeit, namentlich bei gewöhnlicher Temperatur und muss demnächst noch, wenn das Kupfer auf mechanischem Wege weiter verarbeitet werden soll, durch einen Reductionsprocess (Hammergaarmachen) entfernt werden, den man seltener gleich in demselben Apparat, als durch ein besonderes Schmelzen im Hammergaarherd vornimmt.

Mittel zur Beförderung der Reinigung.

Die Reinigung des Kupfers lässt sich fördern[2]) durch einen Zusatz von Blei ($^1/_2$—1 Proc.) und durch Polen, seltener giebt man solvirende (Quarz) oder reinigende Zuschläge (Chlorverbindungen, Alkalien, Kalk).

Blei ist sehr wirksam bei unreinen Kupfern, indem das gebildete Bleioxyd die fremden Metalle (Nickel, Antimon, Arsen u. s. w.) oxydirt und sich dann damit verschlackt. Kupferglimmer wird von demselben aufgelöst und aus stark übergaarem Kupfer durch Blei Kupferoxydul reducirt. Beim Verdampfen bringt dasselbe das Metallbad in Wallung, wodurch fremde Stoffe oberflächlich oxydirt werden können. Bleioxyd schmilzt mit Kupferoxydul und Oxyd leicht zusammen, Kupferoxyd und metallisches Blei geben ein leichtflüssiges Gemenge von Kupferoxydul und Bleioxyd und je nach dem Compositionsverhältniss verschiedene Legirungen von Kupfer und Blei; metallisches Kupfer und Bleioxyd liefern neben Kupferoxydul solche Legirungen. — Beim Polen[3]), Einbringen von grünen Holzstangen ins flüssige Kupfer, wirkt der aus ersteren entwickelte Wasserdampf oxydirend auf fremde Stoffe, Kupferoxydul wird reducirt, das Metallbad kommt in lebhaftes Aufwallen, was die Ausscheidung von Kupferglimmer und die oberflächliche Oxydation fremder Stoffe begünstigt. Man kann gleichzeitig Blei zusetzen und polen (Müsen). Ein Zusatz von Dünnstein[4]) beim Einschmelzen kann zur Entfernung von Schwefelarsen beitragen und den Process beschleunigen.

Kennzeichen der Gaare.

Man erkennt die herannahende Gaare durch die Beschaffenheit der Flamme (Aufhören des Rauchens, Erscheinung rother Spitzen auf der früher grünen Flamme), der Schlacke (anfangs grün oder schwarz, dann braun und zuletzt immer röther werdend) und der Oberfläche des Metallbades (bei Gaare meergrün, ziemlich stark wallend, spärlich weissliche Punkte; bei Uebergaare meergrün, sehr heftig wallend, viele weisse Punkte; bei nicht völliger Gaare keine meergrüne Farbe, auftauchende und verschwindende dunkle Punkte; Hitzigkeit bei heller grüner Oberfläche und starkem Kochen unter Funkensprühen, Mattigkeit bei trübem Ansehen).

Von der wirklichen Gaare überzeugt man sich durch das Holen des Gaarspans.

Eintauchen eines 13—20 Mm. dicken Eisenstabes (Gaareisen) mit glattem, konisch zugespitztem Ende durch den Formrüssel in das von Schlacken freie Metall-

1) Bestimmung der Kupferverluste beim Spleissen: B. u. h. Ztg. 1866, S. 276; 1868, S. 94. 2) Kerl, Met. 2, 390. 3) Polen von poling aufschäumen, nicht Bohlen von Holzbohle (Bgwfr. 19, 88; Oest. Ztg. 1856 Nr. 2). 4) B. u. h. Ztg. 1866, S. 351. Kerl, Met. 2, 385.

bad, schnelles Zurückziehen, Ablöschen in Wasser, Abschlagen des Gaarspans vom Eisen und Besichtigen desselben. Gaares Kupfer: Gaarspan dünn, äusserlich kraus, krystallinisch (reines Kupfer ist zum Krystallinischwerden[1]) geneigter, als unreines), namentlich mit krauser Spitze (Bart), innen kupferrothe Farbe mit metallischem Glanz, Bruch dicht und kirschroth. Uebergaares Kupfer: dicker Gaarspan, äusserlich rauh mit stark rothem ausgezogenen Bart, innen weisslich. Ungaares, zu junges Kupfer: dicker Gaarspan, äusserlich glatt ohne Bart, innen unreine Kupferfarbe. Hitziges Kupfer: sehr dünner Span ohne die innere schöne Kupferfarbe. Mattes Kupfer: glatte, glänzende, mehr braune Oberfläche des dicken Gaarspans. Bei verschiedenen Kupfern können die Kennzeichen etwas variiren.

Behandlung des gaaren Kupfers.

Je nach diesen Kennzeichen ist das Kupfer gaar oder die Oxydation muss noch fortgesetzt werden oder man bringt eine grosse Uebergaare durch Zusatz von etwas Schwarzkupfer oder Blei zurück. Nach dem Gaarwerden wird das Gebläse abgestellt, das Kupfer der Abkühlung etwas überlasssen, wo dann bei einem gewissen Grade derselben das Sprühen (S. 150) eintritt und zwar bei stark übergaarem Kupfer (Unterharz) weit weniger als bei gaarem mit 6 bis 8 Proc. Kupferoxydul (Mansfeld, Oberharz, deshalb hier Flugstaubkammern über dem Gaarherd). Dann wird das hinreichend abgekühlte Kupfer unter vorsichtigem Aufspritzen von Wasser in Scheiben (Rosetten) gerissen (Scheibenreissen, Rosettiren, Spleissen) oder in Formen ausgeschöpft (Schweden, Kongsberg, Müsen) oder durch Einfliessenlassen in Wasser granulirt.

Die Rosetten, welche zur Verhütung von Explosionen behuf der Abkühlung nicht flach, sondern mehr stehend ins Wasser geworfen werden müssen, sind bei gaarem Kupfer weit dünner, als bei zu jungem und übergaarem, oberflächlich glatt und schön kupferroth, bei zu jungem gelblich, bei übergaarem hochroth. Glimmeriges Kupfer giebt dicke goldgelbe, glänzende Scheiben. Beim Granuliren muss in einem mit starkem Blechdeckel versehenen Gefässe ein dünner Kupferstrahl gegen einen dickeren Wasserstrahl zur Vermeidung von Explosionen geführt werden, welche durch rapide Erzeugung von Wasserdampf oder plötzliche Entwicklung der absorbirt gewesenen schwefligen Säure entstehen.

Apparate.

Je nach der Beschaffenheit des Kupfers, der Grösse der Production u. A. findet das Gaarmachen in verschiedenen Apparaten statt, im kleinen Gaarherd (reineres Kupfer bei geringerer Production), im grossen Gaarherd oder Spleissofen (unreineres Kupfer bei grösserer oder geringerer Production) oder in Zugflammöfen (meist bei grösserer Production für reineres und unreineres Kupfer).

Das letztere Verfahren, das Raffiniren im Flammofen, welches aus Schwarzkupfer gleich geschmeidiges, hammergaares Kupfer liefert, ist das mit den geringsten Kosten und Metallverlusten auszuführende rationellste Verfahren, weil nicht, wie beim besonderen Hammergaarmachen des rohgaaren Kupfers ein nochmaliges Umschmelzen desselben und eine Unterbrechung der Arbeit stattfindet. Wenn trotzdem noch Begehr nach Gaarkupfer vorhanden ist, so hat dieses seinen Grund in alten Gewohnheiten, Vorurtheilen der Fabrikanten und unrichtigem Preissverhältniss zwischen Gaarkupfer und Raffinad.

Producte.

Als Producte erfolgen beim Gaarmachen:

Gaarkupfer.

a) Gaarkupfer, Rosettenkupfer, rohgaares Kupfer, wegen geringer Antheile fremder Metalle (Fe, Pb, Zn, Ni, Co, Sn)

---

1) Künstliche Krystallisation: Sillimann's Journ. 2. Sér., 30, 253.

und Nichtmetalle (Sb, As, S, P) oder eines grösseren oder geringeren Kupferoxydulgehaltes (gewöhnlich mit 6—8 Proc., bei absichtlich stark übergaar gemachtem Kupfer[1]) bis 24 Proc.) brüchig.

Entweder Handelswaare oder durch ein reducirendes Schmelzen (Hammergaarmachen) von Kupferoxydul zu befreien und geschmeidig zu machen. Die oberen Scheiben werden wegen eines Nickelgehaltes wohl besonders verarbeitet.

Zusammensetzung:

	a.	b.	c.	d.	e.	f.	g.	h.	i.	k.	l.
Kupfer	99.5	99.55	99.94	99.45	83.90	98.97	98.50	98.38	99.83	97.00	98.78
Blei	0.5	0.29	—	0.14	0.60	0.07	0.29	0.59	—	0.70	0.20
Eisen	—	0.15	Spr.	0.02	—	0.23	0.08	0.05	0.11	—	Spr.
Nickel	—	—	—	—	1.10	0.27	0.18	0.35	—	0.46	Spr.
Zink	—	—	—	0.02	—	—		—	—	—	—
Antimon	—	—	—	0.19	—	—	—	—	—	1.10	0.04
Arsen	—	—	—	Spr.	—	—	—	—	—		0.64
Wismuth	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Nickeloxyd	—	—	—	—	13.86	—	—	—	—	—	—
Alkalimetalle	—	—	—	—	0.54	0.11	—	—	—	—	—

a. Drontheimer G. b. Schwedisches G. c. Dillenburger G. d. Unterharzer G. e und f. Riechelsdorfer G., oberste und unterste Scheibe. g. Fahlun, mit Spr. Zinn, 0.01 P, 0.04 S, 0.86 O, 0.01 Au, 0.08 Ag. h. Mansfeld, mit 0.591 O und 0.025 S. i. Von Schmöllnitzer Cementschliegen. k. Von Lend, mit 1 Proc. Kupferglimmer, 0.066 Ag, 0.0115 Au, 0.72 O. l. Von Agordo, mit 0.10 Ag und 0.04 S.

b) Gaarschlacken, Gaarkrätz[2]), Rosettenkrätz, Gemenge von Metalloxyden, antimon-, arsen- und schwefelsauren Salzen und Silicaten; bald nur gesintert, bald geflossen. Gaarschlacken.

Die Gaarschlacken werden bei früheren Schmelzungen zugeschlagen oder für sich auf ein Schwarzkupfer verschmolzen, welches beim Gaarmachen (Verblasen, Raffiniren) ein minderes Product (Krätzkupfer, Glimmerkupfer[3]) liefert. Bei einem Nickel- und Kobaltgehalt des Schwarzkupfers reichert sich dieser in den Krätzkupfergaarschlacken an und kann daraus nutzbar gemacht werden. Namentlich vom Anfang des Processes sind die Schlacken reich an Eisen, Kobalt und Nickel, in den späteren Perioden reicher an Blei und Kupfer, weshalb beide Sorten meist verschieden behandelt werden (Oberharz, Phönixhütte).

Beispiele.

Perm. Ein eigenthümliches Verfahren der Zugutemachung der Gaarschlacken findet in Perm[4]) dadurch statt, dass man nach dem Einschmelzen des Schwarzkupfers (3200 Kil. innerhalb 12 Stunden) die Schlacken nicht abzieht, sondern bei abgestelltem Wind 400 Kil. reine kiesige Erze mit etwa 5 Proc. Kupfer auf der Schlacke ausbreitet, diese, nachdem sie teigig geworden, damit vermengt, stark feuert, wobei die Gangarten des Kieses von den vorhandenen Oxyden aufgenommen werden und das Kupfer der Schlacke sich durch das Schwefeleisen der Kiese schwefelt, dann Schlacke zieht, stechenden Wind giebt und wiederholt bis zum Eintreten der Kennzeichen der Gaare Schlacken zieht. Es hat sich jetzt ein Ueberschuss von Kupferoxydul gebildet, welcher, wenn man ein lebhaftes Feuer giebt, das noch vorhandene Schwefelkupfer unter stürmischer Entwicklung von schwefliger Säure zerlegt. Wenn eine Schöpfprobe nach Farbe der Oberfläche und des Bruches die Gaare anzeigt, wird das Kupfer in Stechherde abgestochen und aus diesen in eiserne Formen geschöpft. — Perm.

Mansfeld. Mansfeld.[5]) Verschmelzen der ersten Gaarkrätze mit 50 Proc. Schieferschlacke und 1—1.5 Proc. Flussspath auf Krätzkupfer I, Verblasen (S. 157) und Raffiniren desselben, Wiederholung des Processes mit Krätze II so oft, bis daraus Krätzkupfer III erfolgt, welches als nickelreich für sich verkauft wird, da die frühere Verarbeitung auf Nickelvitriol[6]) sehr kostspielig war und zu befriedigenden Resultaten nicht führte. — Verschmelzen der Verblasenschlacken mit Arsenkies und Schwerspath auf Kupfer-

Altenau.

1) B. u. h. Ztg. 1867, S. 433. Bestimmung des Kupferoxyduls ebend. 1868, S. 267. 2) Kerl, Met. 1, 858; 2, 397. 3) Ebend. 1, 706. 4) Kerl, Met. 2, 400. 5) Kerl, Met. 2, 549. Preuss. Ztschr. 17, 177. 6) Kerl, Met. 4, 486. B. u. h. Ztg. 1866, S. 156.

Phönixhütte.

stein und Nickelspeise zur Altenauer Hütte.[1]) — Zur Phönixhütte[2]) Verschmelzen der Nickel, Kobalt und Antimon enthaltenden Gaarschlacke (Abzüge) mit Kiesen und Schwarzkupferschlacken auf Speise und Stein oder einfacher: Schmelzen derselben im Spleissofen mit Dünnsteinrost, quarzigen Erzen, Kohlenklein und Rostschlacke auf Gaarkupfer, wobei Nickel, Kobalt und Antimon grossentheils in die Schlacke gehen.

Anwendbarkeit.

56. Gaarmachen (Rohgaarmachen) im kleinen Herd. Dieser, einen wenig kostspieligen Apparat erfordernde und leicht zu unterbrechende, aber mit grosser Brennmaterialverschwendung arbeitende Process kommt nur bei geringern Productionen und reineren, eisenhaltigen, aber von Blei, Antimon, Arsen, Wismuth und Zinn möglichst freien Schwarzkupfern in Anwendung.

Da während des Processes das Brennmaterial mit dem Kupfer in Berührung ist, so findet ein steter Kampf zwischen Oxydation und Reduction statt, welche letztere die oben genannten leicht reducirbaren Substanzen immer wieder ins Kupfer zurückführen würde. Die Oxyde von Eisen, Nickel und Kobalt reduciren sich weniger leicht.

Brennmaterial.

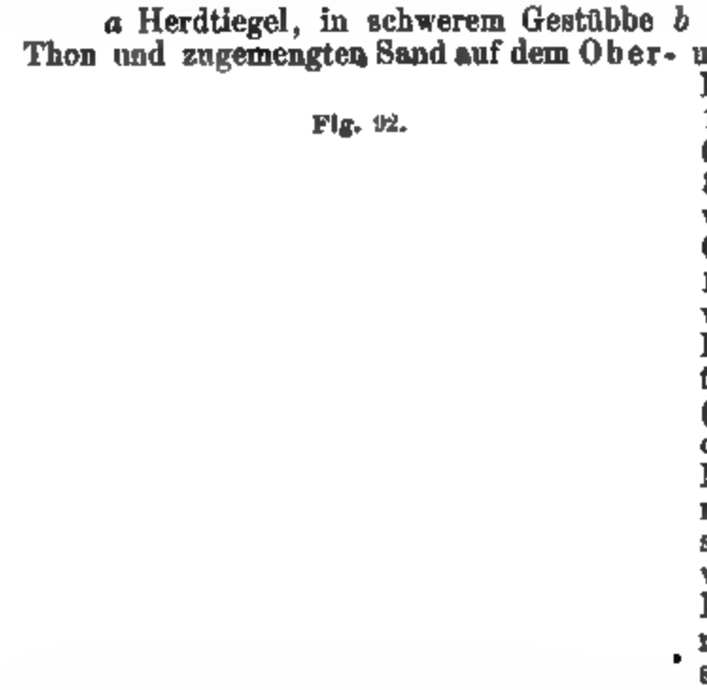
Man wendet stets verkohltes Brennmaterial[3]) an.

Früher nur mit theuren Holzkohlen arbeitend, verwendet man jetzt mit Vortheil leichte poröse Gascokes[4]), etwa 38 Proc. vom Schwarzkupfer (Mansfeld, Oberharz). Dichte, hohe Temperatur hervorbringende Cokes beschleunigen das Einschmelzen, verlangsamen das Gaaren und befördern die Reduction verschlackter Substanzen. Heisse Gebläseluft[5]) beschleunigt ebenfalls das Einschmelzen zu sehr.

Gaarherd.

Der Gaarherd hat nachstehende Einrichtung (Fig. 92):

Fig. 92.



a Herdtiegel, in schwerem Gestübbe *b* (1 Vol. Kohlenklein auf 7—8 Vol. Thon und zugemengten Sand auf dem Ober- und Unterharz, aus Sandstein und Kohle zu Agordo, aus 3 Sand und 1 Gestübbe in Müsen) ausgeschnitten, für 150 – 400 Kil Charge, 210 bis 314 Mm. tief und 470—628 Mm. weit (reinere Kupfer lassen grössere Chargen zu, in Schweden 900—1500 Kil. bei 628 bis 785 Mm. weiten und 392 – 470 Mm. tiefen Herden) *c* Arbeitsplatte. *d* Feuchtigkeitsabzug. *f* Form mit 20—45° (z. B. 6° in Müsen und 45° in Atvidaberg) und mehr Stechen, 40—50 Mm. in den Herd ragend und unmittelbar auf dem Herdrand liegend, so dass das flüssige Kupfer im Herde vom Windstrom getroffen wird. Flugstaubkammern (S. 150) können über dem Herdtiegel vorhanden sein (Mansfeld, Oberharz).

Arbeitsverfahren.

Bei dem Gaarmachen kommen folgende hauptsächliche Arbeiten vor: Füllen des mit 158—210 Mm. hohen Seitenblechen versehenen Herdes mit Brennmaterial, Darauflegen von Schwarzkupferstücken in 158—200 Mm. Entfernung von der Brandmauer, Füllen des

1) B. u. h. Ztg. 1865, S. 9. Preuss. Ztschr. 13, 204. Kerl, Oberharz. Hüttenpr. S. 56. 2) B. u. h. Ztg. 1865, S. 294. 3) Kerl, Met. 2, 391. 4) Berggeist 1865, S. 246. B. u. h. Ztg. 1866, S. 280. 5) Merbach, erhitzte Gebläseluft 1840, S. 231—245. Bgwfr. 1, 186. Kerl. Rammelsberger Hüttenpr. 1861, S. 123.

Zwischenraumes zwischen dieser und dem Kupfer mit Kohlen, Anlassen des Gebläses, Abschmelzen des Kupfers bei allmählichem Vorschieben der Stücke, wiederholtes Aufgeben von Brennmaterial und Nachsetzen von Kupfer, bis der Herd voll ist, wiederholtes Abräumen des Brennmaterials und Abziehen der Schlacke (wohl bei Zusatz von Quarz wie in Atvidaberg), wenn dieselbe nicht von selbst abfliesst (S. 150), bis zu eintretender Gaare, jedesmaliges Wiederaufgeben von glühenden und todten Kohlen (nöthigenfalls Bleizusatz und Polen), Abstellen des Gebläses und Abräumen des Brennmaterials, wenn der Gaarspan die Gaare anzeigt, Reinigen der Form und Herdwand, Abziehen der Schlacke, Aufwerfen von Kohlenlösche, Abkühlenlassen, wobei ein Sprühen (S. 150) eintreten kann, Ausspleissen des Herdes in Scheiben unter Wasseraufgiessen, wenn sich am Rande des flüssigen Kupfers schwarze Punkte zeigen, Einwerfen der Scheiben in Wasser oder Ausschöpfen des Kupfers mittelst einer wohl in einer Kette hängenden Kelle in Formen; seltener Ausschöpfen des Kupfers aus dem Gaarherd in andere Herde (Reissherde) behuf des Rosettirens.

Beispiele.

Atvidaberg.[1]) Herd 628—785 Mm. weit und 392—470 Mm. tief, kupferne Form mit 33 Mm. weitem Rüssel, 105 Mm. vor der Brandmauer hervorragend, Stechen derselben 45°, Windpressung 65—88 Mm., Charge von 952—1224 Kil. in 4—4½ St. bei 10 Proc. Abgang gegart.

Schmöllnitz. Gaarmachen von 1918.5 Kil. Rohkupfer bei 1.16 Proc. Abgang und 35.9 Proc. Kohlenverbrauch aufs Rohkupfer in 24 St.

Oberharz. Einsätze von 175—200 Kil. in 3 St. gegaart bei 90—91 Proc. Ausbringen mit 62 Proc. Kohlen oder 75 Proc. leichten Cokes vom Gaarkupfer.

Müsen. Herd von anfangs 131 Mm. Tiefe und 275 Mm. Durchmesser, Stechen der Form 6° bei 46 Mm. Rüsseldurchmesser, Einsatz von 75—90 Kil. und kleinen Partien todtgerösteten Dünnsteines, in 4 St. gaar.

Agordo. Charge von 416 Kil. Schwarzkupfer bei anfangs 12—15°, später mehr Stechen der Form in 1½ Stunden gegaart in einem Gestübbeherd aus 3 Sandstein und 1 Holzkohle. Ausbringen 78 Proc., 1000 Kil. Schwarzkupfer erfordern 632 Kil. Kohlen.

Anwendbarkeit.

57. Gaarmachen (Rohgaarmachen) im grossen Herd (Gebläseflammofen, Spleissofen). Der Spleissofen eignet sich, da das Brennmaterial mit dem Kupfer nicht in unmittelbare Berührung kommt, für unreine, besonders an Blei, Antimon und Arsen reiche Schwarzkupfer, lässt eine grössere Production, sowie die Anwendung rohen Brennmaterials (Holz, Steinkohlen, Gas) zu, giebt aber grössere Kupferverluste durch Verschlackung, weil nicht, wie im kleinen Herde, oxydirtes Kupfer in Berührung mit Kohle wieder reducirt werden kann.

Spleissofen.

Der Spleissofen ist ein dem Treibofen ähnlicher Gebläseofen (Fig. 93, 94; s. f. S.).

a Fundament. *b* Grundabzug von 288 Mm.-Q. *c* Rauhgemäuer. *d* Schlacken- oder Arbeitsloch, 392 Mm. weit und 706 Mm. hoch. *e* Stichloch (Blechloch). *g* Kannen oder Formen. *h* Feuerungsraum 0.77 M. breit und 1.57 M. lang. *i* Schürloch. *k* Feuerbrücke, 0.392 Mm. dick und 1.57 M. lang. *l* Flammloch. *m* Kühlloch in der Haube mit Deckel *n*, Haube 1.831 M. über dem Herde. *o* Verankerungssäule. *p* Schlackenherd, 262 Mm. dick. *q* Barnsteinherd, 144 Mm. dick und von 2.667 M. Durchmesser. (Man hat auch ovale Herde, z. B. zu Chessy, Perm[2]). *r* Schmelzsohle (aus Gestübbe und Mergel auf dem Ober- und Unter-

1) Kerl, Met. 2, 427. 2) Kerl, Met. 2, 572.

harz, aus Thon und Quarz zu Nagyag). *s* Höllenmauer. *t* Rost. *u* Windstock. Soll das gaare Kupfer granulirt werden (Unterharz), so sticht man dasselbe

Fig. 93.

Fig. 94.

in eine eiserne mit Gestübbe ausgekleidete Rinne *f* ab und lässt es aus dieser in dünnem Strahl in das mit starkem eisernen Deckel *y* versehene 2.51 M. lange, 1.88 M. breite und 1.88 M. hohe Granulirfass *v* so einfliessen, dass den dünnen Kupferstrahl ein aus dem Bottich *x* durch die Rinne *w* zugeführter Wasserstrahl trifft. Will man das Gaarkupfer rosettiren, so sticht man dasselbe in einen an Stelle des Granulirbassins liegenden mit Gestübbe ausgeschlagenen grossen Herd ab, welcher wohl zu jeder Seite mit noch einem solchen Herd communicirt. Bei langflammigem Brennmaterial (Holz) macht man das Gewölbe höher, als bei kurzflammigem (Steinkohlen) und wendet für letztere mit Vortheil Unterwind an (Unterharz, wo man auf 100 Kil. Schwarzkupfer 38 Kil. Steinkohlen verbraucht). Auch hat man Treppenroste mit Zuführung von Wind über der Feuerbrücke, um die Verbrennung mehr in den Herd zu verpflanzen (Schmöllnitz[1]). Zur Ersparung von Brennmaterial und Zeit hat man zu Tajowa[2]) aus feuerfestem Material ein flacheres Gewölbe gespannt. — In Kongsberg[3]) wendet man unter Ersparung von Brennmaterial und bei rascher Arbeit und heisser Gebläseluft einen Gasspleissofen mit beweglichem Herd (Test) an, welcher aus Schlackenpulver geschlagen, sich wie beim Feinbrennherd senken und in Formen entleeren lässt. Die abziehende Flamme wird zum Rösten von Stein benutzt.

1) Oest. Ztschr. 1860, S. 396. Kerl, Met. 1, 530, Taf. 11, Fig. 280—282. 2) Oest. Ztschr. 1857, S. 190. 3) Kerl, Met. 2, 361.

Arbeits-verfahren.

Das gewöhnliche Arbeitsverfahren ist nachstehendes: Einsetzen der Schwarzkupferstücke (bis 3500 Kil. und mehr) durch die Oeffnung *e* auf Spaten so, dass Zwischenräume (Gassen) zum Durchstreichen der Flamme bleiben, namentlich Anhäufen des Kupfers in der Hölle und vor der Feuerbrücke, Feuern bis zum Rothglühen des Kupfers, Anlassen des Gebläses und Verstärkung desselben mit zunehmender Hitze im Ofen, Schlackenziehen nach erfolgtem Einschmelzen mittelst eines angespiessten Hölzchens durchs Schlackenloch, wiederholtes Schlackenziehen bei jedesmal vorheriger Oxydation und schwächerer Feuerung, bis das Rothwerden der vorher schwarzen oder dunkeln Schlacke das Herannahen der Gaare anzeigt, Sprühen, Holen von Gaarspänen durch das Blech- oder Schlackenloch, wie im kleinen Herd, Abstechen des gaaren oder übergaaren Kupfers in das Granulirbassin oder in die abgewärmten Stechherde behuf des Spleissens, wo dann die meist dicken und grossen Scheiben im Vergleich zu den dünneren und kleineren des kleinen Gaarherdes schon den Ursprung aus dem Spleissofen erkennen lassen. Man macht auf einem Herde häufig mehrere Spleissen hinter einander (in Ungarn z. B. auf einem Quarzherd an 10 Spleissen mit 1120 Kil. Charge).

Modificationen.

Bei unreineren, namentlich antimon- und arsenhaltigen Schwarzkupfern kommen unter Anderem nachstehende Modificationen vor:

a) Langsames Einschmelzen des Kupfers ohne Zutritt von Gebläseluft zur Verflüchtigung von Antimon, Arsen und Schwefel und Bildung eines Ueberschusses von Kupferoxydul, Steigerung der Temperatur bei Zuführung von stark gepresster Gebläseluft, dann Abziehen der reichlich gebildeten, namentlich Eisen, Blei, Zink, weniger Nickel enthaltenden Schlacke unter Wegrauchen von Antimon, Arsen und Schwefel, Abstellen des Windes, sobald die Schlacke roth geworden und das Qualmen des Bades aufhört, wobei sich Kupferoxydul im Ueberschuss bildet, welches die letzten Antheile Eisen, hauptsächlich aber noch Zink, Nickel, Blei, Antimon, Arsen und Schwefel oxydirt, so dass ein lebhaftes Sprühen eintritt (ein Zusatz von Blei und Polen leisten gute Dienste), Abstechen des Kupfers nach Aufhören der Entwicklung von schwefliger Säure und genommener Gaarprobe; bei sehr unreinen Kupfern vor dem Abstechen Reduction des stark überschüssigen Kupferoxyduls durch aufgeworfene Kohle, Abziehen des Krätzes, Anlassen des Gebläses und wiederholte Reduction des Kupferoxyduls und Wiedererzeugung desselben (Ungarn[1]). Eisenreiche Schwarzkupfer schmilzt man zu Perm[2]) im Spleissofen ein, stellt den Wind ab, fügt quarzige Kiese hinzu, giebt bis zum Flüssigwerden starke Hitze, wobei das in den Schlacken enthaltene oxydirte Kupfer geschwefelt wird und ins Kupfer geht, während Halbschwefeleisen und oxydirtes Eisen sich in der Schlacke auflösen, wiederholtes Abziehen der letzteren, Zulassen von Wind, eintretendes Sprühen durch Einwirkung von Schwefelkupfer auf Kupferoxydul, Abstechen des nach Beschaffenheit der Schlacke und nach Schöpfproben gaar befundenen Kupfers. — Antimonreiche Kupferspeisen werden nach dem Einschmelzen abwechselnd mit Wind behandelt und jedesmal bei abgestelltem Winde Schlacken gezogen, wobei eine starke Antimonverflüchtigung stattfindet und sich zuletzt Krusten von antimonsaurem Antimonoxyd bilden, die man durch Einmengen von Sägespänen oder Kohle bei abgestelltem Winde und stärkerer Feuerung unter Wegrauchen von Antimon so oft zerlegt, bis der Span die Gaare anzeigt. Bei zu hoher Temperatur schmilzt das antimonsaure Antimonoxyd und lässt sich dann weniger leicht zerlegen (Schmöllnitz[3]).

b) Gaarmachen der unreinen, namentlich bleiischen, antimon- und arsenhaltigen Schwarzkupfer in zwei Touren, zuerst durch Verblasen im Spleissofen, d. h. theilweises Gaarmachen bis zu dem Punkte, wo die Schlacken anfangen, stark roth zu werden, dann Abstechen, Spleissen und völliges Gaarmachen des Kupfers im grossen oder kleinen Gaarherd. Bei diesem Verfahren leidet der

1) Kerl, Met. 2, 399, 402, 453. 2) Kerl, Met. 2, 573. 3) Oest. Ztschr. 1859, S. 325, 329.

Ofen weniger und man hat geringere Kupferverluste, namentlich beim Gaaren des verblasenen Kupfers im kleinen Herd, als beim Gaarmachen in einer Tour im Spleissofen (Unterharzer Krätzkupfer[1]).

c) Zusatz von Blei (zu Oker 70—100 Kil. auf 2400—2500 Kil. Einsatz) nach eingetretener Uebergaare, um dieselbe zurückzubringen und Kupferglimmer zu verschlacken bei fortwirkendem Gebläse, bis sich der Gaarspan gut zeigt. Auch durch Polen lässt sich der Kupferglimmer aus Gaar- und Verblasenschlackenkupfern entfernen.

d) Anwendung von Wasser oder Wasserdampf. Nach Leclerc[2]) Einschmelzen des Kupfers im Flammofen, Bespritzen mit Wasser während des Erweichens und völligen Schmelzens zur Oxydation fremder Metalle und Entfernung des Schwefels als Schwefelwasserstoff, nochmaliges Schmelzen des Productes im Flammofen und Zuleiten von Gebläseluft. — Nach Guillemin[3]) Einschmelzen des Kupfers bei Gebläseluftzutritt und nachherige Zuführung von Wasserdampf, oder Einschmelzen unter Wasseraufspritzen und nachherige Zuleitung von Wasserdampf. — Tessié du Motay[4]) schmilzt das Schwarzkupfer in einer aus Leuchtgas und Sauerstoff gemischten Flamme ein, wobei der gebildete Wasserdampf fremde Bestandtheile bis auf Blei oxydirt, welches letztere dann durch Gebläseluft oxydirt wird.

Beispiele. Für Zwecke der Entsilberung durch Schwefelsäure findet ein Gaarmachen (Verblasen) des Schwarzkupfers und ein Granuliren auf den Ober- und Unterharzer Hütten statt; ferner in Ungarn u. a. Die dabei fallenden Schlacken geben beim Verschmelzen mit Schwefelkies auf Werkblei und Kupferstein (Oberharz) ein besseres Kupfer mit weniger Verlust, als beim Verschmelzen auf Schwarzkupfer.

Oberharz. Oberharz.[5]) Einschmelzen von 2500 Kil. Krätz-Schwarzkupfer (S. 143) während 5 Stunden im Spleissofen mit 2.92 M. weitem Herd (aus Thonschiefermehl und Kohlengestübbe, am Rande aus Mergel geschlagen) mit Steinkohlen bei Unterwind, Anlassen des Gebläses während der ersten beiden Stunden schwach, dann stärker, so dass bei 0.047 M. Formdurchmesser pro Min. 7½ Cbm. Luft in den Ofen gelangen; wiederholtes Abziehen der Schlacke bis zur eintretenden Gaare (früher Zusatz von 30—50 Kil. Blei), Abstechen zum Granuliren. Zeitdauer des Verblasens 10—11 St., des ganzen Processes 18—20 St., Verbrauch von 38 Proc. Steinkohlen aufs Schwarzkupfer. Wiederholung des Processes mit 2000 Kil. Einsatz während 8—10 St. unter Zeit- und Brennstoffersparung. Schwarzkupfer mit 80—83 Proc. Kupfer und 0.16—0.20 Proc. Silber giebt Verblasenkupfer mit 91 bis 97 Proc. Kupfer und 0.20—0.40 Proc. Silber. Granalien enthielten Cu 95.00. Pb 2.71, Fe 0.07, Ni, Co und Zn 0.05, Sb 1.53, Ag 0.30, As Spur. Schlacken vom Anfang des Processes strengflüssig, nur gefrittet und reich an Eisen, Kobalt und Nickel (15—20 Kieselsäure, etwa 5 Proc. Nickeloxyd, 3.5 Kobaltoxyd, 10 bis 12 Kupferoxydul und 35—40 Bleioxyd), zum Verschmelzen mit Schwerspath und Arsenkies auf Speise und Kupferstein (S. 153); aus der späteren Periode reich an Bleioxyd und Kupferoxydul und flüssiger (mit etwa 16 Kupfer, 51.5 Blei und 0.016 Silber), zum reducirenden Schmelzen mit Bleisteinschlacken und Cokes auf bleiisches Schwarzkupfer (wird gesaigert, verblasen und granulirt, wobei kobalt- und nickelreichere Schlacken fallen) und Schlacken[6]) mit 5 Proc. Kupfer, 6 bis 10 Proc. Blei, zum Bleierzschmelzen.

Unterharz. Am Unterharz findet ein ganz ähnlicher Process statt.

Stefanshütte. Stefanshütte.[7]) 1680—2800 Kil. Einsatz, 48 St. langes Anwärmen, 10 bis 12 St. langsames Feuern zum Glühendmachen des Kupfers, Anlassen des Windes und Verstärkung des Feuerns zum Flüssigmachen innerhalb 2—3 St., wiederholtes Schlackenziehen, Sprühen nach abgestelltem Winde und ermässigtem Feuer (Schwefeln), Wiederanlassen des Windes und stärkeres Feuern unter öfterem Schlackenziehen während 8—10 Stunden, bis kein Antimonrauch mehr kommt. Polen, bis der Gaarspan an der inneren Seite hellroth und ohne dunkle Flecken, oberflächlich von tiefbrauner Farbe, Grat oder Rand dick und rund, nicht dünn und scharf, Abschützen des Windes, Abstechen in Stechherde und Ausspleissen des Kupfers.

Kongsberg. Kongsberg.[8]) Sehr unreines Schwarzkupfer wird im Gasspleissofen (S. 156)

---

1) Kerl, Rammelsberger Hüttenprocesse 1860, S. 95, 132. 2) B. u. h. Ztg. 1869, S. 340. 3) Ztschr. d. Ver. deutsch. Ing. 14, 463. 4) Polyt. Centr. 1870, S. 1140. 5) Preuss. Ztschr. 19, 203. 6) Analysen in B. u. h. Ztg. 1861, S. 72. 7) B. u. h. Ztg. 1866, S. 11. 8) B. u. h. Ztg. 1862, S. 436.

mit heissem Winde gaargemacht, das Kupfer durch Neigen des beweglichen Herdes in Formen entleert und der nickelhaltige Krätz zu weiterer Verwendung aufbewahrt. Die abgehende Flamme benutzt man zum Rösten von Spurstein, welcher beim Gaarmachen zur Beschleunigung des Processes hinzugefügt wird.

6. Capitel. Hammergaarmachen (Raffiniren) des Kupfers.

58. Verschiedene Methoden. Das Gaarkupfer wird seltener wegen Kostspieligkeit des Processes und grösserer Verluste im kleinen Gaarherd selbst durch Polen (S. 151) von seinem Gehalt an Kupferoxydul, welcher das Product brüchig macht, befreit, als in einem besonderen, dem kleinen Gaarherde ähnlichen Herde (Hammergaarherd) einem kurzen reducirenden Schmelzen (Hammergaarmachen) unterworfen. Methoden.

Auf manchen Hütten, welche grosse Productionen geben, unternimmt man jetzt das Gaarmachen und Hammergaarmachen (Raffiniren) gleich mit dem im Schachtofen erzeugten Schwarzkupfer in einer Tour in einem Zugflammofen (Mansfeld, Freiberg), welcher Process dem englischen Kupferflammofenprocess entlehnt ist und bei diesem näher betrachtet werden soll, oder man nimmt auch wohl Schwarz-, Gaar- und Hammergarmachen gleich hinter einander her in demselben Flammofen vor (Mansfeld, Brixlegg, Atvidaberg).

Das Raffiniren des Schwarzkupfers im Flammofen gewährt bei grösseren Productionen gegen die Arbeit im kleinen Herd ökonomische Vortheile hinsichtlich des Brennmaterialverbrauches, der Arbeitslöhne und des Zeitaufwandes, und liefert ein besseres Product, allerdings bei etwas geringerem Ausbringen und grösseren Anlagekosten. Gebläseflammöfen (Spleissöfen) eignen sich weniger zum Raffiniren als Zugflammöfen, weil sie die Regelung des Luftzutritts und der beim Polen erforderlichen Temperatur, sowie ein rasches Ausschöpfen des Kupfers weniger gestatten. Bei Zugflammöfen lässt sich die Luft besser in die brennende Kohle und die Flamme vertheilen, während im Gebläseofen der Wind nur in einen schmalen Raum eintritt.

59. Hammergaarmachen im kleinen Herd. Es muss dabei das kupferoxydulhaltige brüchige Gaarkupfer zur Entfernung des Kupferoxyduls einer reducirenden Wirkung ausgesetzt werden und geschieht dieses seltener gleich hinter dem Rohgaarmachen her in demselben Herd mit dem noch flüssigen Gaarkupfer, als, wie bemerkt, in einem besonderen Herd (Hammergaarherd) mit den Gaarkupferscheiben. Modificationen.

1) Hammergaarmachen in einem besondern Herd (Hammergaarherd) mit Gaarkupferscheiben. Behuf Herstellung einer reducirenden Atmosphäre — und dieses ist der Hauptunterschied von dem oxydirenden Schmelzen beim Rohgaarmachen — giebt man der Form geringeres Stechen (6—10°) und legt sie einige Zoll über den Rand des mit Sandgestübbe ausgeschlagenen, abgewärmten, mit Seitenblechen versehenen und mit Holzkohlen gefüllten Herdes, so dass der Windstrom das Kupfer im Herde nicht trifft, sondern in die Kohlen bläst und in denselben eine Atmosphäre von Kohlenoxydgas erzeugt wird. Auf die Kohlen legt man die Kupferstücke so der Form gegenüber, dass sie an der Grenze der Verbrennungszone sich befinden, wo der Sauerstoff der Gebläseluft von den Kohlen bereits verzehrt ist, beim Anlassen des Gebläses, noch mit Kohlen bedeckt, schmelzen und durch die reducirende Hammergaarherd. Arbeitsverfahren.

Atmosphäre in den Tiegel allmählich hinabschmelzen. Heisse Gebläseluft[1]) beschleunigt unter Kohlenersparung das Einschmelzen. Sobald dieses geschehen, nimmt man

a) entweder mittelst eines dünnen Gaareisens sehr rasch hinter einander so oft Spanproben, schlägt diese schnell von dem ersteren ab und untersucht, ob sie sich sowohl in der Hitze, als auch in der Kälte mehrfach zusammenschlagen und biegen lassen, ohne Kantenrisse zu erhalten (Unterharz), bis letzteres der Fall ist; oder

b) man nimmt nach abgezogenem Gekrätz mit einem Löffel eine Schöpfprobe, bricht dieselbe und betrachtet den Bruch, welcher bei grosser Geschmeidigkeit eines ausgereckten Kupfertheiles einen unebenen hackenförmigen Bruch, Seidenglanz und rosenrothe Farbe (Fleischfarbe) besitzt. Deutet ein schuppig-körniges oder strahlenförmiges, zum Theil poröses oder feinkörniges Gefüge oder auch eine grobkörnige ungleichförmige Bruchfläche mit ziegel- oder braunrother Zone im oberen Theile auf ein noch kupferoxydulhaltiges Product, so giebt man nochmals Kohlen auf und Wind von schwacher Pressung, bis die Schöpfprobe die Hammergaare anzeigt (Perm[2]).

Lässt man dann noch das Kupfer länger mit Kohle in Berührung, so verliert dasselbe in der Hitze seine Geschmeidigkeit wieder (übergaares, dry copper, beim Raffinirprocess überpoltes Kupfer, overpoled copper), erhält einen grobkörnig-zackigen stänglichen Bruch bei gelbem Schimmer und starkem nicht seidenartigen Glanz. Man glaubte früher, das Kupfer nehme Kohle[3]) auf und erhalte dadurch diese übeln Eigenschaften, man ist aber nicht im Stande gewesen, Kohle in solchem Kupfer nachzuweisen; auch wird chemisch-reines (galvanisches) Kupfer beim Glühen und Schmelzen mit Kohle nicht brüchig. Der Grund dieses Verhaltens liegt wohl darin[4]), dass Kupfer schon bei geringen Mengen fremder Bestandtheile (Eisen, Blei, Antimon, Arsen, Schwefel) an Festigkeit verliert und deren schädlicher Einfluss durch eine geringe Menge Kupferoxydul aufgehoben wird. Selbst in den besten zähesten Kupfersorten des Handels findet man neben wenigstens Spuren solcher Beimengungen immer etwas Kupferoxydul (nach Dick bis 3 Proc., was etwas hoch erscheint). Wird nun durch zu lange Berührung des eingeschmolzenen Kupfers mit Kohle dieser Kupferoxydulgehalt reducirt, so machen sich die obigen fremden Beimengungen in ihrer schädlichen Einwirkung auf die Festigkeit geltend. Es muss deshalb solchem übergaaren Kupfer durch Zutritt von Gebläseluft wieder Kupferoxydul zugeführt werden. Fremde Beimengungen sind beim Hammergaarmachen gar nicht oder durch Zusatz besonderer Mittel nur zum Theil zu entfernen. Sie machen das Kupfer roth- und kaltbrüchig, ertheilen ihm, ohne durch Kupferoxydul gedeckt, eine unreine Farbe. schuppig-körnige Textur und matte Farbe. Besonders hartnäckig werden vom Kupfer geringe Spuren Schwefel zurückgehalten, welche wahrscheinlich die weiter unten zu erwähnende Erscheinung des Steigens hervorbringen.

Nach dem Hammergaarwerden stellt man das Gebläse ab, räumt die Kohlen von der Oberfläche weg, lässt das Kupfer unter einer Decke von Kohlenlösch bis zu einer gewissen Temperatur abkühlen, räumt die Kohlendecke ab, giesst dasselbe rasch in eiserne mit Lehm überzogene Formen und bringt die noch glühenden Barren (Hartstücke) unter einen Hammer, um sie dicht zu machen und den darauf gebildeten Glühespan (Kupferasche) durch Abspringenlassen zu entfernen (Abpochen der Hartstücke).

---

1) Kerl, Rammelsberger Hüttenproc. 1861, S. 114. 2) Oest. Ztschr. 1862, S. 5. Bgwfr. 19, 773. 3) Dr. Fuchs will in einem Kupfer Kohlenstoff gefunden haben: B. u. h. Ztg. 1864, S. 89. 4) B. u. h. Ztg. 1856, S. 330, 337, 338, 345; 1861, S. 54.

Steigen des Kupfers.

Ganz reines schwefelfreies Kupfer giebt stets dichte Güsse bei glatter etwas vertiefter Oberfläche, mag man dasselbe bei hoher oder niedriger Temperatur giessen, langsam oder rasch erstarren lassen, wird aber, zu heiss gegossen und wenn es wie Quecksilber sich verhält, brüchig. Schwefelhaltiges Kupfer dagegen zeigt, bei zu hoher Temperatur ausgegossen, in den Formen die Eigenschaft des Steigens[1]), d. h. die Oberfläche des Hartstücks wölbt sich und es entstehen im Innern mehr oder weniger grosse Blasen, welche bei der Verarbeitung der Stücke unganze Stellen erzeugen. Den Grund davon sucht man — nach der wohl meist herrschenden Ansicht — darin, dass, wenn das Kupfer bei hoher Temperatur in Formen gegossen wird, sich auf dessen Oberfläche Kupferoxydul erzeugt, dieses wie beim Gaarmachen nach unten geht und aus vorhandenem Schwefelkupfer schweflige Säure entwickelt, welche die immer mehr erkaltende Masse nicht zu durchdringen vermag, im Kupfer bleibt und in demselben Blasen erzeugt. Lässt man das Kupfer in grösserer Masse in dem Gaarherde erst bis zu einem gewissen Grade sich abkühlen, so findet hier die angegebene Reaction statt, die schweflige Säure kann aus dem hinreichend flüssiggebliebenen Kupfer entweichen und das nun ausgegossene Kupfer verliert die Fähigkeit zu steigen. Die richtige Temperatur zum Guss erkennt der Empyriker durch das Ansehen der Oberfläche des Kupfers (Farbe, Beweglichkeit u. s. w.); eine Löffelprobe darf nicht steigen oder beim Aufspeien auf das Kupfer muss der Speichel in Gestalt einer Kugel in der Mitte der horizontal gehaltenen Probe bleiben u. A. Nach Anderen soll das Steigen noch herrühren können von dem Entweichen absorbirten Sauerstoffs[2]); von Kohle[3]), welche mechanisch auf die Oberfläche gelangt, durch die beim Abkühlen entstehenden Störungen von oben nach unten geführt und dann vom Kupferoxydul oxydirt wird. Für eine schädliche Wirkung der Kohle spricht die Erfahrung, dass Kupfer in mit Lehm überstrichenen Graphittiegeln eingeschmolzen, dichte Güsse giebt, dagegen poröse, wenn das Kupfer mit dem Graphit direct in Berührung kommt. Nach Caron[4]) absorbirt flüssiges Kupfer Wasserstoff und Kohlenoxydgas und lässt die Gase beim Erkalten unter Sprützen und Blasigwerden wieder fahren.

Als Mittel zur Verhütung des Steigens ausser der richtigen Giesstemperatur wendet man an:

a) Zusatz von Blei, welches theils verdampft, theils sich oxydirt und sich mit Kupferoxydul verbindet, so dass letzteres Schwefelkupfer nicht zerlegen kann (nach Anderen verliert das Kupfer durch die Aufnahme des Kupferoxyduls vom Bleioxyd die Fähigkeit, schweflige Säure gebunden zu halten oder die absorbirte schweflige Säure verwandelt das Blei in Bleioxyd und Schwefelblei). Gleichzeitig reinigt das Blei unreineres Kupfer z. B. von Antimon und Arsen und macht es alsdann zum Walzen und Hämmern geeigneter. Bei Kupfer zu Telegraphendraht wird durch Bleizusatz die elektrische Leitungsfähigkeit beeinträchtigt; für die Messingbereitung ist ein Bleizusatz zum Kupfer schädlich, wohl aber kann dasselbe, sowie auch für andere Legirungen blasig sein.

b) Das Polen (S. 151), wodurch überschüssiges Kupferoxydul reducirt, etwa absorbirt gehaltene schweflige Säure ausgetrieben wird, auch Antimon, Arsen und Schwefel an Wasserstoff gebunden entweichen sollen. Polt man zu lange, so wird das Kupfer zu arm an Kupferoxydul (überpoltes Kupfer) und wieder schlechter (S. 160).

c) Möglichster Abschluss von Luft beim Giessen des Kupfers zur Vermeidung einer reichlicheren Kupferoxydulbildung.[5])

d) Zusatz von Quecksilberchlorid, welches in einer Tüte ins Kupfer mit einer Holzstange eingeführt wird, verdampft, dabei absorbirte schweflige Säure austreibt und zur Verflüchtigung von Antimon, Arsen und Schwefel, an Chlor gebunden, beiträgt (Perm[6]).

Beispiele.

Schmöllnitz. Man gaart 402 Kil. Kupfer in 2.83 Stunden bei 1.28 Proc. Abgang und 59.34 Proc. Kohlenverbrauch.

Unterharz. Hammergaarmachen von 250 Kil. Gaarkupfer in einem Herd

1) B. u. h. Ztg. 1856, S. 345. Kerl, Met. 2, 406. 2) B. u. h. Ztg. 1860, S. 320 Erdm. J. f. pr. Chem. 27, 195. 3) Dingl. 164, 438. Pogg. Ann. 115, 637. B. u. h. Ztg. 1869, S. 295. 4) Dingl. 183, 384. 5) B. u. h. Ztg. 1856, S. 345; 1860, S. 320. 6) Bgwfr. 19, 773. Oest. Ztschr. 1862, S. 5.

von 628 Mm. Durchmesser und 235 Mm. Tiefe bei 8° Formstechen in 2½ bis 3 Stunden bei 2—3 Proc. Abgang mit 150 Kil. Kohlen.

Agordo. Chargen von 420 Kil. bei 94.7 Proc. Ausbringen gegaart mit 516 Kil. Kohlen pro 1000 Kil. Gaarkupfer.

Kleiner Gaarherd.

2) Roh- und Hammergaarmachen von Schwarzkupfer in demselben Herd. Zeigt der Gaarspan die Rohgaare an, so lässt man unter ein- bis zweimaligem Abziehen von Schlacke das Gebläse noch 10—12 Min. wirken, bis eine Schöpfprobe ein stark kupferoxydulhaltiges Kupfer anzeigt (dunkelziegelrothe Farbe, Blasenräume auf dem matten Bruche und Brüchigkeit), und polt dieses bei abgestelltem Gebläse unter einer Kohlendecke mit einer 78—105 Mm. dicken Birkenstange fein.

Bei unreinerem, Arsen, Antimon und Schwefel enthaltenden Kupfer wird das kupferoxydulreiche Kupfer überpolt, dann das Gebläse wieder angelassen, bis eine Probe die Feine des Kupfers anzeigt (höchste Ductilität bei seidenglänzendem Bruche). Nöthigenfalls müssen diese Operationen noch mehrmals wiederholt werden (Ungarn[1]), Mansfeld[2]), Brixlegg[3]).

Producte.

Die Producte vom Hammergaarmachen sind Krätzen (kommen verwaschen zum Gaarmachen oder zu anderen Schmelzarbeiten), Kupferasche (zu den Schmelzarbeiten oder zur Vitriolbereitung) und Hammergaares Kupfer (tough pitch copper) von folgenden Eigenschaften[4]), von denen besonders Farbe, Glanz und Textur zur Beurtheilung seiner Qualität dienen:

Eigenschaften des Kupfers.

Bruch fleischroth, zackig und seidenglänzend, beim Ausschmieden gleichmässig sehnig; bei ein und derselben Bruchbeschaffenheit kann jedoch das Kupfer ganz verschiedene Eigenschaften haben je nach der Hitze beim Giessen. Unreines Kupfer kann auch gut aussehen. Bei zu heissem Guss zeigt reines Kupfer eine Anhäufung von grösseren und kleineren, mehr oder weniger vollkommenen Krystallen und ist brüchig, bei kälterem Gusse nicht. Hauptsächlich von durch die Giesstemperatur bedingten physikalischen Eigenschaften hängt das verschiedene Verhalten des Kupfers gegen die corrodirende Wirkung des Seewassers ab. Farbe bei rascher Kühlung in kaltem Wasser oberflächlich orangeroth, bei langsamer Abkühlung mit warmem Wasser mehr rosenfarbig (Giessen des japanischen Kupfers[5]) in mit Segeltuch überkleidete und in warmem Wasser stehende Formen). Spec. Gew. geschmolzen 8.899, gepresst 8.931 und zu Draht gezogen 8.9488. Schmelzpunkt bei 1090° C., fliesst dünn bei meergrüner Farbe und überzieht sich bei Luftzutritt mit hochrothem Kupferoxydul; bei heller Rothgluth ist das Kupfer schweissbar[6]). Reihenfolge der Hämmerbarkeit Au, Ag, Cu, Sn, Pt, Pb, Zn, Fe, Ni; der Ziehbarkeit Au, Ag, Pt, Fe, Cu, Zn, Sn, Pb, Ni; der Härte Weisses Roheisen, Stahl, Pt, Cu, Al, Ag, Zn, Au, Cd, Bi, Sn, Pb; der Wärmeleitungsfähigkeit Ag, Au, Cu, Hg, Al, Zn, Cd, Fe, Sn, Stahl, Pt, Gusseisen, Pb, Sb, Bi; der Elektricitätsleitung Ag, Cu, Au, Sn, Fe, Pb, Pt, Bi; der Wärmecapacität Fe 0.1138, Ni 0.1086, Co 0.1070, Zn 0.0955, Cu 0.0952, Pd 0.0593, Ag 0.0570, Cd 0.0467, Sn 0.0562, Sb 0.0508, Pt 0.0324, Au 0.0324, Pb 0.0314, Bi 0.0308. Längenausdehnung des

1) B. u. h. Ztg. 1855, S. 385. 2) B. u. h. Ztg. 1861, S. 468. 3) Bgwfr. 19, 88. 4) Percy. Metallurgy, Bd. 1. Kerl, Met. 2, 411. Kerl, Grundr. d. Hüttenk. Bd. I, S. 4. (Chemische u. physikal. Eigensch. d. Metalle.) 5) B. u. h. Ztg. 1862, S. 118, 347. 6) B. u. h. Ztg. 1869, S. 456.

Kupfers durch die Wärme von 0—100° C. $\frac{1}{588}$. Beim Glühen des Kupfers an der Luft entsteht zuerst rothes Oxydul, dann schwarzes Oxyd (Kupferasche, Kupferhammerschlag), letzteres auch beim Verbrennen des Kupfers in hoher Temperatur mit grüner Flamme. Beim Zusammenschmelzen mit Kieselsäure giebt Kupferoxyd rothes Kupferoxydulsilicat.

Einfluss fremder Beimengungen.

Schon geringe Mengen fremder Beimengungen[1]) beeinträchtigen die elektrische Leitungsfähigkeit (Phosphor und Arsen am meisten, aber auch Eisen, Zink, Zinn, Blei, Silber, Gold; zu Telegraphendraht eignet sich am besten Kupfer vom Lac superior), Festigkeit, Geschmeidigkeit und Bruchansehen (S. 160), und zwar wird dadurch das Kupfer vorwaltend rothbrüchig (Wismuth, Zink, Zinn, Schwefel), kaltbrüchig (Kupferoxydul, Kupferglimmer) oder Beides (Antimon, Arsen, Blei, Nickel und Eisen). Wie bereits (S. 160) bemerkt, enthält alles Kupfer Kupferoxydul, welches den schädlichen Einfluss anderer Beimengungen mehr oder weniger neutralisirt. So enthalten von den besten Kupfersorten neben Kupferoxydul (bis 2 Proc.) solches vom Obernsee Spuren von Eisen und Silber, von Australien Spuren von Eisen, russisches Demidoffkupfer Spuren von Eisen, Nickel, Antimon und Arsen, bestes englisches Kupfer Spuren von Eisen, Nickel und Antimon. Wie es scheint, kann durch Vereinigung zweier Körper das Kupfer mehr leiden, als durch jeden für sich (nach Kleinschmidt[2]) war Kupfer mit 1.01, selbst 1.67 Proc. Antimon noch völlig brauchbar, während ein solches mit 0.533 Antimon und 0.3 Nickel kalt nicht unter dem Hammer hielt). Während schon die geringsten Mengen Antimon und Arsen das Kupfer zu gewissen Fabrikationen, z. B. feinstem Messingdraht, unfähig machen, so sind andere, wie namentlich Eisen weniger schädlich. Wismuth macht schon in den geringsten Mengen das Kupfer rothbrüchig und daher ungeeignet zum Walzen. Dagegen eignet sich unter Walzen und Hammer zu Pulver zerfallendes Bi haltendes Kupfer noch sehr gut zu allen Messinglegirungen, selbst zu Röhren ohne Naht und feinstem Draht. Im Uebrigen findet man über die Grenzen der Schädlichkeit abweichende Angaben. Die schärfste Probe auf die Qualität des Kupfers besteht darin, dass man dasselbe mit reinem Zink in Messing verwandelt und dieses über einem Dorn zu Röhren zieht. Zeigen sich hierbei keine Risse, so ist dasselbe von bester Qualität. Messingrohre aus zu unreinem Kupfer legirt sind so spröde, dass sie meistens beim ersten Zug vollständig abreissen. Es wird noch die Probe zur Unterscheidung höherer Feinheitsgrade des Kupfers benutzt, dass nach erfolgter Feststellung der Haltbarkeit der Rohre aus dem Probekupfer dieses mit steigenden Mengen eines geringern (nicht ausreichenden) Kupfers versetzt wird, bis die Haltbarkeitsgrenze erreicht ist.

Kupferoxydul enthaltendes Kupfer ist bei dem erwähnten Bruchansehen (S. 160) leichter schmelzbar, aber dickflüssiger, dehnt sich weniger aus, besitzt bei gewöhnlicher Temperatur geringere Festigkeit und Zähigkeit, ist mehr kalt-, als rothbrüchig (nach Karsten schon bei 1.1 Proc. in gewöhnlicher Temperatur, bei 1.5 Proc. auch in der Hitze). Abel[3]) fand im Kupfer 0.03—0.42 Sauerstoff, in einigen Sorten bis 0.003 Selen neben Sauerstoff und Schwefel. Dick fand in einem englischen Kupfer 9—10 Proc., Rammelsberg in absichtlich übergaar gemachtem Mansfelder Kupfer 15—19 Proc., Eggertz in solchem schwedischen Kupfer 23—24 Proc. Kupferoxydul.

Blei. 0.1—0.3 Proc. sollen Roth- und Kaltbruch erzeugen und 0.1 Proc. das Kupfer zur Bereitung von Messingdraht untauglich machen, dagegen nicht zum Walzen und Hämmern; ein Bleigehalt stört die galvanische Leitungsfähigkeit des Kupferdrahtes.

Eisen[4]) ist weniger schädlich als Blei, macht aber Kupfer in grösseren Mengen hart und brüchig. Die besten Kupfersorten enthalten Spuren bis 0.15 Proc. Eisen.

Antimon. Schon $^1/_{1000}$ davon macht das Kupfer zur Darstellung von Messingdraht und Messingblech ungeeignet, nicht aber zum Walzen. Nach anderen Angaben sollen 30 Unzen Antimon in der Tonne Kupfer (nahe $^1/_{1000}$) beim Walzen

1) Analysirmethoden: Dingl. 163, 354. 2) B. u. h. Ztg. 1866, S. 135; 1868, S. 260. 3) Polyt. Centr. 1864, S. 904. 4) Erkennung eines geringen Eisengehaltes in Dingl. 169, 200.

rissige Ränder erzeugen, während sich Stefanshütter Kupfer[1]) mit 1.01 Proc. Sb ohne Kantenrisse schmieden und zu feinen Blechen walzen liess. Mit Nickel zusammen wird das Antimon schädlicher, als für sich (S. 163).

Arsen verhält sich ähnlich wie Antimon, ist aber leichter zu entfernen.[2])

Wismuth[3]) soll schon zu $^1/_{1000}$ der Dehnbarkeit des Kupfers schaden.

Nickel wirkt besonders neben Antimon schädlich[4]). Noch gut brauchbare Kupfer mit 0.1—0.4 Proc. Antimon erhalten unter dem Hammer Risse, wenn der Nickelgehalt bis zu 0.1 Proc. steigt (S. 163). 0.2—0.3 Proc. Nickel machen das Kupfer weniger zur Darstellung von Messing, als von Neusilber geeignet.[5])

Silber beeinträchtigt bei 0.8 Proc. die Dehnbarkeit nicht und scheint nicht schädlich zu sein.

Schwefel macht Kupfer rothbrüchig, desgleichen schon 0.6 Proc. Zink und 0.25 Proc. Zinn.

Silicium, welches beim Hammergaarmachen durch Zusammenwirken von Kupfer, Herdmaterial und verbrennender Kohle entstehen und ins Kupfer gehen kann, macht dasselbe spröder, weisser, schmelzbarer und bei 1.82 Proc. in der Hitze brüchig.

Phosphor[6]) erhöht Schmelzbarkeit, Zähigkeit und Härte und bei über $1^1/_2$ Proc. die Dehnbarkeit in der Hitze; Farbe bei $1^1/_2$ Proc. roth, bei 11 Proc. stahlgrau.

Kohlenstoff im Kupfer ist zweifelhaft uod bislang noch nicht mit Bestimmtheit nachgewiesen (S. 160).

Die Erfahrungen über die Beeinträchtigung der Eigenschaften des Kupfers durch fremde Beimengungen sind noch lückenhaft, sich zum Theil widersprechend und bedürfen noch weiterer Aufklärung.

Analysen. Analysen von hammergaarem Kupfer:

	a.	b.	c.	d.	e.	f.	g.	h.
Kupfer	99.61	—	99.31	99.94	99.80	99.92	98.99	99.5
Blei	Spr.	—	0.21	—	0.04	0.07	—	—
Eisen	0.02	—	0.02	Spr.	0.11	0.02	—	—
Nickel	—	—	0.28	—	—	—	Spr.	0.1
Zinn	0.27	—	—	—	—	—	—	—
Silber	Spr.	Spr.	0.10	0.06	0.06	Spr.	—	—
Antimon . . .	—	—	—	—	—	—	1.01	0.4

a. Norwegisches Blockkupfer. b. Von Altenfjord in Norwegen. c. Von Riechelsdorf. d—f. Von Dillenburg, obere, mittlere und unterste Partie. g. Von Stefanshütte, ohne Kantenrisse zu schmieden und zu feinen Blechen zu walzen. h. Von Phönixhütte, zu Formen schmiedbar.

7. Kapitel. Beispiele für den Deutschen Kupferhüttenprocess.

Modificationen. **60. Beispiele für gold- und silberfreie Erze.** Das Verschmelzen der Erze findet in Sumpf-, Brillen- oder Tiegelöfen ohne oder mit Concentration der Leche, sehr selten ohne alle Steinarbeit (Linz) statt, das Gaarmachen des Schwarzkupfers seltener im Zugflammofen (Atvidaberg, Boston, Nischnetagilsk), als im kleinen und grossen Gaarherd.

I. Arbeiten ohne Steinconcentration.

A. Sumpfofenbetrieb.

Atvidaberg. Atvidaberg.[7]) Rösten zinkblende- und kieselsäurereicher Erze (Weich- und Harterze) in freien Haufen und Stadeln unter Einmengung von Brennmaterial.

---

1) B. u. h. Ztg. 1866, S. 11. 2) Erkennung und Entfernung eines Arsengehaltes in Dingl. 169, 200. Erdm. J. 91, 47. 3) Bgwfr. 17, 641. Dingl. 163, 356. B. u. h. Ztg. 1854, S. 269. 4) B. u. h. Ztg. 1866, S. 135, 294; 1868, S. 260. 5) Bgwfr. 10, 331; 12, 223. Erdm. J. 42, 189. 6) B. u. h. Ztg. 1866, S. 388. Dingl. 1866, S. 375. Phosphorbronze: Dingl. 200, 379. B. u. h. Ztg. 1871, S. 444. 7) Kerl, Met. 2, 428.

Schmelzen mit basischen Substanzen (Schwarzkupferschlacke, Kalk) unter Bildung einer Bisilicatschlacke in 5.34—7.13 M. hohen 3 und 4förmigen Sumpföfen auf Rohstein, Rösten desselben in Stadeln, Schmelzen mit Erzschlacken auf Schwarzkupfer, Gaarmachen desselben in Quantitäten von 1200—1400 Kil. im kleinen Herd und auch im Raffinirofen.

Röraas. Röraas.[1]) Rösten von Kiesen mit wenig Zinkblende und chloritischem Schiefer in Haufen bei Schwefelgewinnung, Schmelzen mit Kupferschlacken in 2förmigen 5 M. hohen Sumpf- und Tiegelöfen auf Rohstein, des in Stadeln gerösteten Steins auf Schwarzkupfer und Gaarmachen desselben auf kupferoxydulreiches, sehr reines sogenanntes Drontheimer Kupfer.

Boston. Boston.[2]) Rösten antimon- und arsenhaltiger Erze mit Schwefelkieszuschlag in Haufen, Schmelzen mit Schlacken und Austerschaalen in 1.63 M. hohen Sumpföfen auf Rohstein, und des in Stadeln gerösteten Rohsteines auf Schwarzkupfer, Raffiniren desselben im Flammofen.

B. Spur- oder Brillenofenbetrieb.

Agordo. Agordo.[3]) Kernrösten von Kiesen mit 2 Proc. Kupfer in Stadeln bei Schwefelgewinnung, Auslaugen der Rinden und Fällung des Kupfers aus der Lauge durch Eisen, Schmelzen der Kerne mit 7—8 Proc. Kupfer mit reichen Kiesen, Cementkupfer, Schlacken und Sandstein in 5.5 M. hohen Brillenöfen auf Rohstein, Schmelzen des gerösteten Rohsteines mit geröstetem Dünnstein, Rauch, reichen Schlacken, Erzschlacken und Sandstein auf Schwarzkupfer in 4½ M. hohen Sumpföfen mit stark geneigter Hinterwand (S. 123), Gaarmachen im kleinen Herd.

Linz. Linz.[4]) Todtrösten eisenspäthiger und quarziger Erze (Kupferglanz und Kupferkies) in doppelherdigen Flammöfen, Schmelzen des Röstgutes mit Eisenfrischschlacken und Kalkstein in 2.2 M. hohen Brillenöfen auf Schwarzkupfer, Gaarmachen in Chargen von 100 Kil. bei 70 Proc. Ausbringen und bei 209 Mm. Wasserpressung in 2½ Stunden.

Briglia. Briglia bei Florenz.[5]) Rösten von Buntkupfererz im Flammofen, Schmelzen im 2.55 M. hohen Ofen mit stark geneigter Formwand auf Stein, Rösten desselben im Flammofen, Schmelzen des Röstgutes im Schachtofen auf Schwarzkupfer, Gaarmachen im kleinen Herd mit Flugstaubkammern.

Kupferberg. Kupferberg.[6]) Schmelzen gerösteter kiesiger und oxydirter Erze mit Flussspath und Schwarzkupferschlacke im 2.35 M. hohen Brillenofen mit 1 Form und 2 Düsen darin auf Rohstein, Schmelzen auf Schwarzkupfer und Gaarmachen.

Insel Luzon (Manila).[7]) Rösten von Enargit in Haufen und Stadeln, Schmelzen im 2.3 M. hohen Brillenofen mit Schwarzkupferschlacken, Kalkstein, rohem Kies und Geschur auf Rohstein, Todtrösten des letzteren, Schmelzen auf Schwarzkupfer mit 90—95 Proc. Cu.

Riechelsdorf. Riechelsdorf.[8]) Rösten von Kupferschiefern mit 2—3 und von Sanderzen mit 6—7 Proc. Kupfer in Haufen, Schmelzen mit Flussspath im 5.65 M. hohen Brillenofen mit heissem Wind auf Rohstein und dieses nach der Röstung in Stadeln auf Schwarzkupfer, Gaarmachen im kleinen Herd. Producte nickelhaltig. Aehnlicher Process zu Thalitter.

Nischnetagilsk. Nischnetagilsk. Schmelzen oxydischer und geschwefelter Erze in 3.66 M. hohen Spuröfen[9]), in Maslaukow'schen Oefen mit halbrundem Querschnitt und 10 Formen, sowie in Skinder-Raschetteöfen[10]) (S. 128) mit ovalem Querschnitt, 10 Formen, einer Rast an 3 Seiten, geringer Zusammenziehung nach oben und Winderhitzungs-Apparat über der Gicht; Erfolg von armen Schlacken bei besserer Kohlenausnutzung (auf 100 Kohlen 414—420 Erz- und 437.5—450.5 Steinbeschickung; in Atvidaberg nur 312, zu Szaska 335 Beschickung, im englischen Flammofen 100 Steinkohle auf 225 Beschickung). Raffiniren des Schwarzkupfers im kleinen und grossen Gaarherd und im Zugflammofen mit Holz.

---

1) Kerl, Met. 2, 431. Preuss. Ztschr. 14, 93. 2) Kerl, Met. 2, 563. 3) Kerl, Met. 2, 436. B. u. h. Ztg. 1862, S. 425; 1864, S. 104; 1865, S. 340. Oest. Ztschr. 1863, S. 114, No. 13, 30. Berggeist 1869, No. 55. 4) Kerl, Met. 2, 441. 5) Petitgand in Rev. de l'exposit. univers. de 1867, Vol. 3, No. 6. S. 260. 6) Kerl, Met. 2, 444. 7) B. u. h. Ztg. 1866, S. 341. 8) Kerl, Met. 2, 447. B. u. h. Ztg. 1867, S. 223. 9) Kerl, Met. 2, 450. 10) B. u. h. Ztg. 1871, S. 412.

C. Tiegelofenbetrieb.

Phönixhütte

Phönixhütte in Oberungarn.[1]) Verschmelzen im Flammofen gut gerösteter quarziger und eisenspäthiger Gelferze (nicht frei von Fahlerzen) mit Kalkstein und Schwarzkupferschlacke in Tiegelöfen (S. 132) auf Rohstein, 9—10maliges Rösten desselben in Haufen auf Sohlen von Schlackenziegeln und Verschmelzen auf Schwarzkupfer, Gaarmachen im Spleissofen, Verschmelzen der Gaarschlacken entweder mit Kiesen und Schwarzkupferschlacken auf Speise und Rohlech oder zur Vereinfachung des Processes im Spleissofen mit Dünnstein, quarzigen Erzen, Rostschlacke und Kohlenklein auf Gaarkupfer, wobei Kobaltoxyd, Nickeloxyd und Antimonoxyd hauptsächlich in die Schlacke gehen.

Röraas.

Röraas (S. 133) und in niedrigen Oefen in Japan[2]) und Indien.[3])

II. Arbeiten mit Steinconcentration.

A. Sumpfofenbetrieb.

Szaska.

Szaska im Banat.[4]) Schmelzen geschwefelter und oxydirter Erze mit Schwefelkies, Schwarzkupferschlacken und armen glimmerigen Kupfererzen auf Rohstein, Rösten in freien Haufen, Schmelzen mit Quarz, Rohschlacken und Gekrätz in niedrigen Oefen auf Doppellech, dieser auf Schwarzkupfer zum Gaarmachen im kleinen Herd, Zubrennen der Eisensauen mit Schwefelkies in Haufen auf Klosslech.

Schmöllnitz.

Schmöllnitz.[5]) Schmelzen roher reicher Kupferkiese (Gelferze) mit gerösteten ärmeren in 6.32 M. hohen runden Oefen auf Rohstein, Rösten desselben und Schmelzen mit Quarz auf Reichlech im Erzofen mit etwas veränderten Herddimensionen, Verschmelzen des Reichlechrostes mit Oberlegrost, Cementschliegen und Quarz auf Schwarzkupfer, Gaarmachen im kleinen Herd. Neuerungen: Raschetteofenbetrieb und Raffiniren im Zugflammofen.

Mühlbach.

Mühlbach.[6]) Schmelzen von rohem Kupferkies im Pilz'schen Ofen, Granuliren, Rösten und Concentriren des Rohsteins, Schwarzkupferschmelzen, Raffiniren des Schwarzkupfers im Flammofen.

B. Brillenofenbetrieb.

Oberharz.

Oberharz.[7]) Rösten von antimon- und zinkblendehaltigen Kupferkiesen mit 18 Proc. Kupfer in Kilns (S. 61) behuf der Schwefelsäurebereitung[8]), Schmelzen mit Steinschlacken in Brillenöfen (S. 132) mit Cokes auf Rohstein, Concentration des letzteren nach vorheriger Röstung durch Mittelstein- und zwei Spursteinschmelzungen unter jedesmaligem Fall von Schwarzkupfer, Schwarzkupferschmelzen, Gaarmachen der Schwarzkupfer im kleinen Herd.

Dillenburg.

Dillenburg.[9]) Verschmelzen von geröstetem Kupferkies im Brillenofen auf Rohstein, Concentration desselben im Brillenofen auf Schwarzkupfer und Concentrationsstein, Schmelzen des letzteren im gerösteten Zustande auf Schwarzkupfer, Gaarmachen im kleinen Herd.

Modificationen.

61. Beispiele für gold- und silberhaltige Erze. Die Entsilberung findet entweder mit Erzen oder Steinen oder Schwarzkupfer statt und zwar entweder unter alleiniger Anwendung des Schachtofenbetriebs oder bei combinirtem Schacht- und Flammofenbetrieb (Mansfeld, Freiberg, Müsen).

I. Entsilberung der Erze.

Ungarn.

Ungarn (Nagybanya).[10]) Entsilberung der Gold-, Silber-, Kupfer- und Bleigeschicke mittelst Bleies durch die Armverbleiung, Reichverbleiung und Kupfer-

---

1) B. u. h. Ztg. 1866, S. 275. 2) Bergwfd. 6, 371; 16, 17. B. u. h. Ztg. 1862, S. 118 1865, S. 37; 1872 S. 398. 3) B. u. h. Ztg. 1862, S. 117. 4) Kerl, Met. 2, 433. 5) Kerl, Met. 2, 434. 6) B. u. h. Ztg. 1871, S. 284. 7) Kerl, Oberharzer Hüttenpr. 1860, S. 636. 8) Preuss. Ztschr. 19, 172. 9) Kerl, Met. 2, 446. 10) Kerl, Met. 2, 451.

auflösung (s. Silber), Rösten und Schwarzmachen des dabei erfolgenden entsilberten Kupfersteins, Verblasen (Spleissen) des Schwarzkupfers im Spleissofen, Gaarmachen des Spleisskupfers im kleinen Herd, Verschmelzen der Verblasenschlacken (Spleissabzüge) mit nicht goldhaltigen rohen Kiesen auf Werkblei und Stein, welcher nach dem Rösten auf Schwarzkupfer durchgestochen wird.

Müsen. Müsen.[1]) Entsilberung der Fahlerze und Kiese durch Bleierze (S. 76), Entsilberung der dabei fallenden Kupfersteine durch bleiische Zuschläge, Concentration der entsilberten gerösteten Kupfersteine mit Bleischlacken in Halbhohöfen, Rösten des gewalzten Concentrationssteines im Flammofen, Verschmelzen im Brillenofen auf Schwarzkupfer, Gaarmachen desselben im kleinen Herd.

II. Entsilberung der Kupfersteine.

Mansfeld. Mansfeld.[2]) Rösten der Kupferschiefer in schmalen Haufen (S. 114), der Kläre in Backöfen (S. 114), Schmelzen der kieselsäurereichen Minern mit Spurschlacke und Flussspath, der basischen mit Sanderzen in Kleinöfen (S. 131), Grossöfen (S. 131) und Pilz'schen Oefen (S. 127) auf Rohstein theilweise bei erhitzter Luft, Rösten des granulirten Rohsteins im Gerstenhöfer'schen Ofen (S. 118), neuerdings der Bruchstücke in Kilns, Spuren des Rostes im Flammofen (S. 144), Rösten des Concentrationssteins in 3—4 herdigen Gasröstöfen behuf der Ziervogelschen Silberextraction, Verschmelzen der mit Thon angebatzten Rückstände davon auf Schwarzkupfer (S. 149), Gaarmachen desselben im kleinen Herd (S. 153) oder Raffiniren im Zugflammofen, neuerdings Schmelzen der Rückstände im Flammofen und Raffiniren des Schwarzkupfers gleich hinterher. — Das Kupferschieferschmelzen zu Neumansfeld[3]) am Harze ist wegen Armuth der Erze wieder aufgegeben.

Freiberg. Freiberg.[4]) Spuren der in Kilns gerösteten Kupferbleisteine aus der Bleiarbeit unter Zuschlag von kiesigen Dürrerzen, Blei- und Kupfersteinconcentrationsschlacken im Pilzschen Ofen (S. 127), Rösten des Kupfersteins im Fortschaufelungsofen (S. 141), Concentriren des Rostes im Flammofen mit Quarz und Schwerspath, Todtrösten des Concentrationssteines im Muffelflammofen, Behandlung des Röstgutes mit heisser verdünnter Schwefelsäure zur Erzielung von verkäuflichem Kupfervitriol und silber- und goldhaltigen Rückständen für die Bleiarbeit.

Oeblarn. Oeblarn in Steiermark.[5]) Rösten eines Gemenges von Kupferkies, Fahlerz und Rothgiltigerz in freien Haufen unter Gewinnung von Schwefel, Realgar und Kupfervitriol, Schmelzen mit Thonschiefer und Schlacken im Krummofen auf Rohlech, Entsilberung desselben durch Schmelzen mit bleiischen Producten, Rösten und Durchstechen des erfolgenden Abdörrsteines auf Kupferstein und Hartwerk, Rösten und Schmelzen des ersteren auf Schwarzkupfer, Gaarmachen im grossen Herd.

III. Entsilberung der Schwarzkupfer.

Unterharz. Unterharz.[6]) Rösten der Rammelsberger Kupfererze in Kilns behuf der Schwefelsäurefabrikation (S. 117) und in bedachten Haufen, Schmelzen mit Thonschiefer in niedrigen Sumpföfen (S. 129), versuchsweise auch in 4förmigen Pilzschen Oefen[7]) bei beträchtlicher Eisensauenbildung, auf gold- und silberhaltiges Königskupfer (Verblasen desselben, sowie der silberreichen Schwarzkupfer aus der Kupferbleisteinarbeit mit 39 Proc. Steinkohlen im Spleissofen, Granuliren, Behandlung der Granalien mit Schwefelsäure zur Darstellung von Kupfervitriol und gold- und silberhaltigen Rückständen, welche mit Glätte angebatzt, auf Werkblei verschmolzen werden), Rohstein (S. 135, Rösten des Rohsteins und Schmelzen auf Schwarzkupfer, Gaarmachen im kleinen Herd) und Schlacken (S. 125 $= \dot{R}_4 \ddot{S}i$ oder $R_4 SiO_6$). Für einen Theil der Erze soll der englische Chlorationsprocess eingeführt werden.[7])

Oberharz. Oberharz[8]). Rösten der Kupfersteine aus der Bleiarbeit (S. 53) in bedachten Haufen oder Kilns, Schmelzen mit Kiesschlacken im Brillenofen (S. 132)

---

1) Kerl, Met. 2, 454. 2) Kerl, Met. 2, 516. B. u. h. Ztg. 1863, S. 185; 1864, S. 61, 213; 1866, S. 75; 1867, S. 79; 1868, S. 267, 431; 1869, S. 254, 379, 433, 440; 1870, S. 169, 425, 438, 453, 454; 1871, S. 238, 299, 306. Rev. univers. 1864, livr. 3, p. 424. Oest. Zeitschr. 1871, No. 10. Berggeist 1868, S. 1, 19, 27, 299, 445. 3) B. u. h. Ztg. 1867, S. 241. 4) Preuss. Ztschr. 19, 182. 5) Kerl, Met. 2, 459. 6) Kerl, Met. 2, 460. Oest. Ztschr. 1871, No. 10. 7) B. u. h. Ztg. 1872, S. 98, 156. 8) Kerl, Met. 2, 464. Preuss. Ztschr. 19, 196.

auf wenig Schwarzkupfer und auf Kupferstein, wiederholtes Rösten desselben und 4—5maliges Durchstechen auf Schwarzkupfer, Verblasen und Granuliren desselben (S. 157), Behandlung mit Schwefelsäure zur Erzeugung von Kupfervitriol und silberhaltigen Rückständen, zum Frischen mit Glätte.

Fahlun. Fahlun.[1]) Rösten kiesiger Erze in Stadeln (S. 116), Verschmelzen in 5förmigen Suluöfen und mit Vortheil im Raschetteofen auf Stein, Rösten und Schmelzen des Rohsteins auf gold- und silberhaltiges Schwarzkupfer (zum Behandeln mit Schwefelsäure) und Kupferstein, welcher geröstet und schwarz gemacht und das Schwarzkupfer im kleinen Herd gegaart wird. Aehnliche Processe ohne Silber- und Goldscheidung zu Garpenberg und Näfvequarn in Schweden.

Schmöllnitz. Schmöllnitz (Oberungarn).[2]) Rösten quecksilberhaltiger Fahlerze in Stadeln unter Quecksilbergewinnung, Verschmelzen mit rohen quecksilberfreien Fahlerzen und Schlacken auf Rohspeise und Fahlrohlech, Rösten und Schmelzen desselben auf antimonreiche Speise (Reichspeise) und Reichlech (Niederschlagsarbeit), Schmelzen des gerösteten Reichlechs auf Schwarzkupfer, Entsilbern der Schwarzkupfer durch Amalgamation oder Augustinsche Extraction, Verschmelzen der Rückstände davon im Spleissofen mit Lechen auf Schwarzkupfer (S. 157), welches im Spleissofen gegaart wird. Verschmelzen der Abzüge (Schlacken) mit kiesigen Erzen (Gelferzen) auf Abzugsrohlech und Abzugsrohspeise, des ersteren auf Schwarz- und Spleisskupfer. Die Speise vom Erz- und Reichlechschmelzen wird nach Augustin's oder Kiss' Methode entsilbert, die Speise von den Abzugsschmelzen auf Kupfer verblasen.

Stefanshütte. Stefanshütte.[3]) Aehnlicher Process für quecksilberhaltige und quecksilberfreie Fahlerze wie zu Schmöllnitz.

Schemnitz u. s. w. Niederungarn[4]) (Schemnitz, Kremnitz, Neusohl. Zsarnowitz). Rösten der Blei- und Kiesschliege im ungarischen Flammofen (S. 121), Verschmelzen mit armen Dürrerzen und Zuschlagskiesen, Ofenbrüchen und Schlacken in 6.95—7.59 M. hohen Tiegelöfen bei erhitztem Wind auf Rohlech, Verschmelzen des gerösteten Rohleches mit gerösteten Bleierzen (Reichverbleiung) auf Werkblei und Reichverbleiungslech, Durchsetzen des letzteren im gerösteten Zustande mit Dürrerzen, bleiischen Zuschlägen und Schlacken auf Werkblei und Lechschmelzenslech in 5.06 M. hohen Oefen, Verschmelzen des Rostes von letzterem im 5.06 M hohen Ofen mit Reichverbleiungslech auf Werkblei und Durchstichlech, Todtrösten des letzteren und Schmelzen zu Tajova[5]) auf bleiisches Schwarzkupfer, Entsilberung desselben durch die Augustinsche Extraction, Verschmelzen der Rückstände mit Dünnstein, Spleissschlacken und Abzugskupfer im Spleissofen auf Schwarzkupfer, Gaaren desselben im Spleissofen.

---

2. Abschnitt.

Oxydirte Erze und Gediegen Kupfer.

Modificationen. **62. Oxydirte Erze und Producte.** Oxydirte Erze verschmilzt man in niedrigen Oefen bei Erzeugung einer basischen eisenreichen Schlacke, um der Kupferverschlackung entgegenzuwirken, allerdings unter Begünstigung der Eisensauenbildung, entweder gleich auf Schwarzkupfer und macht dieses gaar (Chessy), wohl unter Zusatz von kiesigen Erzen (Perm), — oder man schmilzt oxydische Erze mit geschwefelten zusammen auf Stein, welcher einer Kupferver-

---

1) Kerl, Met. 2. 428. B. u. h. Ztg. 1867, S. 275, 282, 399; 1868, S. 101, 104. 2) Kerl, Met. 2, 552. Leoben. Jahrb. Bd. 13. 3) Kerl, Met. 2, 559. B. u. h. Ztg. 1865, S. 369, 401; 1866, S. 9, 141. 4) Kerl, Met. 2, 560; 4, 73. Oest. Ztschr. 1871, No. 1. B. u. h. Ztg. 1866, S. 97. 5) Kerl, Met. 2, 561; 4, 85, 274. B. u. h. Ztg. 1871, S. 190, 287.

schlackung wirksam entgegentritt und sich im Spleissofen gleich auf Schwarzkupfer verarbeiten lässt (Sibirien).

Eisenreiche Erze verschmilzt man selten bei die Reduction begünstigender Ofenconstruction auf kupferhaltiges Roheisen (Perm). Ein Schwefelgehalt des Brennmaterials (Cokes) kann zur Steinbildung beitragen (Chessy). Sehr arme Erze, namentlich mit kieseliger Gangart unterwirft man zweckmässig dem nassen Weg; für den Flammofen, welcher wegen weit grösseren Brennmaterialconsums theurer arbeitet, als der Schachtofen, eignen sich nur reichere Erze bei hinreichend billigen Steinkohlen. Aermere Kupferschlacken werden bei den verschiedenen Schmelzprocessen zugeschlagen, reichere, z. B. vom Gaarmachen, auf Schwarzkupfer für sich verschmolzen oder verlecht (S. 153.)

Beispiele.

Chessy.[1]) Schmelzen von eisenschüssigen Kupfercarbonaten, Rothkupfererz u. s. w. in einem 1.7 M. hohen Sumpfofen mit Kalk und Schlacken auf Schwarzkupfer, Gaarmachen desselben im Spleissofen. — Chessy.

Perm.[2]) Schmelzen von in eisenschüssigem Lehm vorkommenden oxydischen Kupfererzen in 5 M. hohen Sumpföfen mit Rast unter Zuschlag von Dolomit auf kupferhaltiges Roheisen (zum Verblasen im Spleissofen auf Schwarzkupfer oder Umschmelzen im Cupoloofen auf eisenhaltiges Kupfer und Gusseisen zur Giesserei) und Schwarzkupfer, Gaarmachen des letzteren unter Zusatz von quarzigen Kiesen behuf Entfernung des Eisens (S. 157) im Spleissofen, Hammergaarmachen im kleinen Herd. Neuerdings[3]): Erweiterung der Oefen und Erniedrigung derselben auf 3.96 M. unter Erhöhung der Production bei Brennstoffersparung und ärmeren Schlacken. — Perm.

Bogoslowsk' Kupferhütten in Sibirien.[4]) Verschmelzen von kalkigen Kiesen mit quarzigen Malachiten, Diorit, Kalkstein, Rohschlacke und Schwarzkupferschlacken in 4förmigen 4.27 M. hohen Schachtöfen (neuerdings in Raschetteöfen S. 127) auf Rohstein, Rösten desselben und Schmelzen im Spleissofen auf Schwarzkupfer unter Polen, Gaaren desselben im Spleissofen. — Sibirien.

63. Gediegen Kupfer. Dasselbe kommt seltener in Schacht-, als in Flammöfen zur Verarbeitung, aus welchen letzteren dasselbe gleich raffinirt hervorgeht. Localverhältnisse, namentlich Brennmaterialpreise können hier und da für den Schachtofen sprechen. — Schmelzverfahren.

Grünthal in Sachsen.[5]) Verschmelzen von Corrocorroerzen (Cuprobarilla, Sanderze), gediegen Kupfer mit oxydischen Kupfererzen, mit Schlacken und Flussspath in 1.7 M. hohen Sumpföfen auf Schwarzkupfer, Raffiniren desselben im Flammofen. — Beispiel. Grünthal.

II. Abtheilung.

Flammofenbetrieb. (Englischer Process.)

1. Abschnitt.

Geschwefelte Erze.

64. Allgemeines.[6]) Der Flammofenprocess, welcher unter den S. 107 angegebenen Verhältnissen anwendbar ist, beruht auf denselben chemischen Thatsachen, wie der Schachtofenprocess (S. 108), — Flamm- und Schachtofenbetrieb.

---

1) Kerl, Met. 2, 570. 2) Kerl, Met. 2, 571. B. u. h. Ztg. 1863, S. 143 (Erze). Berggeist 1867, S. 359. 3) Berggeist. 1863, No. 31. 4) Kerl, Met. 2, 567. 5) Kerl, Met. 2, 577. 6) Kerl, Met. 2, 467.

nämlich der grösseren Verwandtschaft des Kupfers zum Schwefel und der fremden Metalle zum Sauerstoff. Das Abweichende zwischen beiden Processen liegt hauptsächlich darin, dass bei den reducirenden Erz- und Steinschmelzungen im Flammofen der Schwefel als reducirendes Agens auftritt, im Schachtofen Kohle und Kohlenoxydgas, was den leichteren Fall von Schwarzkupfer in letzterem zur Folge hat (S. 139); ferner dass das Schwarzkupfer gleich in einer Tour roh- und hamergaar gemacht (raffinirt) wird.

Theilweise Ersetzung der Flammöfen.

Während früher beim englischen Process sämmtliche Operationen in Flammöfen ausgeführt wurden, so hat man dieselben bei einzelnen Arbeiten z. B. auf den Vivianschen Werken in Swansea wohl durch andere Apparate ersetzt, z. B. bei Erz- und ersten Steinschmelzungen durch mehrförmige Pilzsche Schachtöfen (z. B. von 6 M. Höhe und 3 M. Weite im Bauche bei 4 Formen) behuf Erzielung eines grösseren Durchsetzquantums und ärmerer Schlacken bei Brennstoffersparung; beim Rösten durch Apparate, welche für die Schwefelsäurebereitung geeignete, von anderen Gasen hinreichend freie schweflige Säure liefern (Kilns, Oefen von Gerstenhöfer und Spence).

Operationen.

Die beim englischen Process vorkommenden Operationen bestehen zu denselben Zwecken, wie beim deutschen Process (S. 108) in Röstungen von Erzen und Lechen, reducirenden und solvirenden Schmelzungen auf Leche und Schwarzkupfer, Raffiniren des letzteren durch erst oxydirendes, dann reducirendes Schmelzen. Die hierbei vorkommenden, hauptsächlich in den mehr oder weniger oft wiederholten Steinconcentrationen bestehenden Abweichungen sind, ähnlich wie beim Schachtofenbetrieb (S. 138) in der verschiedenen Reinheit der Erze, besonders ihrem Antimon-, Arsen- und Zinngehalt begründet, hängen aber auch von den Bestellungen oder dem zu erwartenden Absatze ab.

Abkürzung des Processes.

Alle Vorschläge zur Abkürzung des gewöhnlichen Verfahrens — z. B. derjenige von Gurlt[1]), die Erze in Parkes' Doppelofen mit Kochsalz zu rösten, das Röstgut auf Rohstein, diesen durch Röstschmelzen mit heissem Winde nöthigenfalls unter Zuschlag chlorhaltiger Substanzen auf Schwarzkupfer zu verschmelzen und dieses zu raffiniren, — haben wenig Eingang gefunden, weil man fürchtet, durch derartige Veränderungen die sicherste Basis der Handelsoperationen, nämlich das Verhältniss zwischen Qualität des producirten Kupfers und der Beschaffenheit der anzukaufenden Erze zu verlieren. Als versuchte oder bereits eingeführte Neuerungen, z. B. auf den Vivianschen Werken, sind zu bezeichnen: die Anwendung von Schachtröstöfen und Pilzschen Schmelzöfen (S. 127), möglichst vollständige Ausnutzung des Brennstoffes durch Verwerthung von Kohlenklein und Cindern u. A. Ueber die Gründe des Sinkens der Kupferpreise in der Neuzeit hat sich Leuschner[2]) geäussert; dieselben sind jedoch einer wesentlichen Besserung wieder entgegen gegangen.

Zweck.

65. Rösten der Erze. Dasselbe bezweckt die theilweise Umwandlung der fremden Schwefelmetalle in Oxyde, wobei aber eine Sulfatbildung und partielle Oxydation des Schwefelkupfers nicht zu vermeiden ist. Damit dieses oxydirte Kupfer demnächst beim Rohschmelzen nicht verschlackt wird, muss soviel Schwefel im Röstgute zurückbleiben, dass derselbe das Kupfer vollständig in einen Stein überführen kann.

Häufig lässt man so viel Schwefel im Röstgut, dass sich Cu_2S bilden kann Fe_2S und in solcher Menge vorhanden ist, dass dessen Gehalt an Eisen dem an

1) B. u. h. Ztg. 1852, S. 265, 304. 2) B. u. h. Ztg. 1871, S. 237.

Kupfer im Gewichte etwa gleich kommt. Gebildete antimonsaure und arsensaure Salze werden theils durch eine reducirende Flamme, theils beim nachfolgenden Schmelzen durch Kieselsäure zerlegt. Man beurtheilt den Verlauf des Röstprocesses nach der Temperatur im Ofen, der grössern oder geringern Neigung zum Sintern beim Krahlen, der Beschaffenheit der aus dem Feuerungsraum austretenden Flamme, der Zeitdauer der Röstung, nach Schwefel- oder Laugproben [1]) u. A. Der Stein muss, damit nicht zu reiche Schlacken fallen, nur 30—35 Proc. Kupfer enthalten.

Apparate

Man bediente sich früher zum Rösten der Erze sowohl in Schlieg- als in Pulverform nur der Flammöfen und liess die flüchtigen Röstproducte (Feuergase, schweflige Säure, arsenige Säure) durch hohe Schornsteine in die Luft entweichen, bei welchem Verfahren nicht nur die schweflige Säure unbenutzt verloren ging, sondern diese auch auf die benachbarte Vegetation einen schädlichen Einfluss ausübte. Man hat diese Uebelstände neuerdings durch Anwendung geeigneter Röstapparate für Stückerze (Kilns, Spence's Muffelofen) und Schliege (Gerstenhöfer's Ofen), welche die Nutzung der schwefligen Säure zur Schwefelsäurebereitung gestatten, beseitigt.

Flammöfen

1. Flammöfen. Statt der älteren kleineren Flammöfen, welche bald mit directer, bald mit Gasfeuerung (Fig. 52, 53) versehen, bei 6.4 M. Länge und 3.66 M. Breite des Herdes 3047 — 4063 Kil. Erz fassen, hat man neuerdings grössere Oefen (Fig. 95, 96) für 7110 Kil. und mehr Ladung construirt.

Fig. 95.

Fig. 96.

a Rost, 1.52 M. unter dem Gewölbe, 0.99 M. unter der Feuerbrücke, wohl als Klinkerrost für magere Steinkohlen oder Anthracitklein vorgerichtet. *b* Herd, 9.14 M. und mehr lang und 3.73 M. breit, am Fuchs 0.3 M., an der Feuerbrücke 1.22 M. unter dem Gewölbe. *c*. Entladungsöffnungen, zum Gewölbe *r* führend, aus

1) B. u. h. Ztg. 1852, S. 286.

welchem die schweflige Säure durch *s* abzieht. *e* Chargiröffnungen mit Fallthüren darüber *k* bogenförmige durchlöcherte Zunge zur Milderung der Temperatur hinter der Feuerbrücke. *l* Fuchs, 0.3 M. weit. *u* Canal zur Esse führend, 1.22 M. weit und 0.99 M. hoch. Rösten unter öfterem Umkrücken bei allmählich steigender Temperatur in den kleinen Oefen 12, in den grossen bis 24 Stunden lang. Rösten von 3045—3552 Kil. Erz in 12—24 St. in kleineren und 7110 Kil. in grösseren Oefen.

Parkes' Doppelofen.

Eine vollständigere Röstung hat man unter Ersparung von Brennmaterial und Arbeitslöhnen, sowie bei grösserer Production in Parkes' Doppelofen[1]) mit rotirenden Krählen (Fig. 97) auf einigen Werken erreicht.

Fig. 97.

a unterer Herd von 3.77 M. Durchmesser. *b* oberer Herd vom Gewölbe *f* getragen. *c* und *d* Gewölbe, durch verticale Canäle mit dem Herd *a* in Verbindung. Entfernung der beiden Herde mitten 1.26 M., an den Seiten 0.63 M. *n* Feuerungsraum, 1.26 M. lang und breit. *o* Feuerbrücke, 0.63 M. hoch, 0.63 M. lang und 1.26 M. breit, mit 0.63 M. hohem Flammloch darüber *k* Arbeitsöffnung von 0.94 M. Breite und 0.63 M. Höhe. Fuchs zwischen den Herden 1.26 M. lang und 0.32 M. breit. *g* Gewölbe mit Chargiröffnung *l*. *q* Fuchs. *r* Esse. *m* stehende

1) D. u. h. Ztg. 1852, S. 265, 304; 1871, S. 321.

gusseiserne Welle mit Armen und Zinken daran. Zu Ducktown[1]) in Nordamerika hat man beim Rösten von Kupfersteinen Wasserdampf durch die hohlen Krählen eintreten lassen.

2. Schachtöfen, und zwar für Stücke Kilns (S. 117) und für Schliege Gerstenhöfer'sche (S. 118) und Hasenclever'sche Oefen (S. 121). Schacht-öfen.

3. Gefässofen in Gestalt des Spence'schen Ofens[2]) (Fig. 98). Gefässofen.

Fig. 98.

A Röstofen mit 12.19 M. langem und 1.83—2.74 M. breitem Herde *a*, von unten geheizt, indem die Feuergase von dem Schmelzherd *B* durch den Canal *b* in den nach abwärts gehenden Fuchs *c* ziehen. *e* Trichter zum Einlassen der Charge (254—406 Kil.), welche alle 2 Stunden weiter nach unten fortgeschaufelt wird, bis sie durch den Canal *f* in den Schmelzofen *B* gelangt. Die schweflige Säure tritt aus *A* in den Raum *g*, mischt sich hier mit in dem Salpeterkasten *h* entwickelten Salpetergasen und gelangt in die Bleikammern *i*. Nach 12 Stunden zieht man die erste Post aus, dann alle zwei Stunden eine folgende und setzt in 24 Stunden 6000 Kil. Erz durch. Der Ofen gestattet die Anwendung von Erzen in Stückform.

Zur Beförderung der Röstung oder zur Entfernung schädlicher Stoffe (Antimon, Arsen) sind vielfache Vorschläge[3]) gemacht worden. Röstmodifi-cationen.

Rösten mit Chlorverbindungen (Chlornatrium, Chlorcalcium, Chlorbarium, Salzsäure und Kohlengestübbe) zur Entfernung von Arsen und Antimon als Chloride; alkalische Salze zur Bindung des Schwefels; Zuleiten von Sauerstoff oder heisser Luft oder von Wasserdampf u. A.

66. Verschmelzen der Erze auf Roh- oder Bronzestein (regulus, coarse metal). Dasselbe bezweckt die Abscheidung der erdigen Bestandtheile und des grössten Theils der fremden Oxyde im Röstgute in einer Schlacke, dagegen die Concentration sowohl des noch geschwefelten, als auch des oxydirten und sulfatisirten Kupfers in einem Stein. Zweck.

Wird das Röstgut (unzersetzte oder niedrige Sulfurete, Oxyde, Sulfate und Erden) mit Solvirungsmitteln (gewöhnlich Quarz oder Schlacken) einer allmählich erhöhten Temperatur ausgesetzt, so zerlegt sich Eisenoxyd mit Schwefeleisen zu Theorie.

1) B. u. h. Ztg. 1865, S. 250. 2) B. u. h. Ztg. 1866, S. 304. 3) Kerl, Met. 2, 475.

schwefliger Säure und durch Kieselsäure verschlackbarem Eisenoxydul ($FeS + 3Fe_2O_3 = 7FeO + SO_2$), während sich Kupferoxyd, auch wohl durch Schwefel zu Oxydul reducirt, mit Schwefeleisen und Kieselsäure zu Schwefelkupfer und Eisenoxydulsilicat umsetzt (S. 111), so dass als Hauptproducte Robstein und Schlacke entstehen. Sulfate werden theils durch Schwefelmetalle zersetzt ($Cu_2S + CuSO_4 = 3Cu + 2SO_2$; $Cu_2S + 2CuSO_4 = 2Cu_2O + 3SO_2$; $Cu_2S + 4CuSO_4 = 6CuO + 5SO_2$), theils durch Kieselsäure unter Abscheidung der Schwefelsäure in Silicate umgewandelt; Kupferoxydulsilicat setzt sich dann mit Schwefeleisen in obiger Weise zu Schwefelkupfer und Eisensilicat um. Ausgeschiedenes metallisches Kupfer wird bei hinreichendem Schwefelgehalt vom Stein wieder aufgenommen. Antimon- und arsensaure Salze gehen theils, durch Schwefelmetalle reducirt, in den Stein, theils werden sie durch Kieselsäure zerlegt. Zinkblende veranlasst die Entstehung von strengflüssigem Stein und Schlacke, Bleiglanz kann zur Reinigung des Kupfers von Antimon und Arsen beitragen. Bei einem Flussspathgehalt der Erze können unter dem Einfluss schwefelsaurer Dämpfe Fluormetalle (von Kupfer, Arsen), Fluorsilicium- und Flusssäure entstehen. Der früher als nothwendig erachtete Flussspathzuschlag kommt auf den englischen Hütten immer mehr ausser Anwendung. Bei zu starker Erzröstung würde schon sehr unreines Schwarzkupfer erfolgen und es bedarf dann eines Zuschlages von rohen Erzen; eine zu schwache Röstung erzeugt einen zu kupferarmen Stein und kann durch Zuschlag oxydischer Erze verbessert werden. Die Schlacken enthalten, weil sie abgezogen werden, stets Stein mechanisch beigemengt und sind deshalb meist reicher als die Schachtofenschlacken; weniger enthalten sie auf Grund der obigen Reaction (S. 111) verschlacktes Kupfer. Man zieht im Allgemeinen höher silicirte Schlacken (meist Gemenge von Singulo- und Bisilicaten) basischeren, dünnflüssigen vor, weil dieselben sich beim Abziehen leichter mit dem Stein vermengen, zu rasch erstarren und namentlich bei einem Blendegehalt leicht Ansätze auf dem Herde hinterlassen. Durch Zuschläge von Flussspath oder basischen kupferreicheren Schlacken von den Steinconcentrationen oder dem Schwarzkupferschmelzen sucht man zu grosser Strengflüssigkeit durch quarzige oder thonige Bestandtheile entgegenzuwirken, wendet aber bei sehr quarzreichen Geschicken, um die Schlackenmenge nicht übermässig zu vermehren, kein Uebermass von Flussmitteln zur Verschlackung des Quarzes an, sondern lässt denselben in mehr oder weniger grossen Partien in der Schlacke ausgeschieden, welche dadurch ein porphyrartiges Ansehen erhalten kann. Ein Schwefelgehalt in den Schlacken kann in ähnlicher Weise vorhanden sein, wie bei Bleischlacken (S. 56).

Fig. 99.

Schmelzöfen.

Die Schmelzöfen haben zum Unterschiede von den Röstöfen einen ovalen, kleineren Herd und grösseren Feuerungsraum behuf Hervorbringung höherer Temperaturen. Während ältere Oefen (Fig. 99, 100) eine durchgehende Verankerung besitzen, haben neuere nur eine weniger kostspielige dauerhafte seitliche Verankerung.[1])

1) Kerl, Met. 2, 473.

A aufgebrannter muldenförmiger Sandherd von 4.11 M Länge, 2.74 M grösster Breite und 1 68 M. Breite an der 0.69 M. breiten hohlen Feuerbrücke, mit Neigung nach dem Stich *B*. *C* Schürloch, 516 Mm.² Q. *D* Arbeitsthür. *E* Stichcanal *F* Sandmulden zur Aufnahme der Schlacke. *G* Granulirbehälter von 0 2 M. Durchm. mit Wasserzuführungsröhre *a*. *W* Winde zum Emporheben des mit Granalien gefüllten Siebkastens *K* Esse. *H* Aufgebetrichter. Erfahrungsmässig giebt man den Oefen im Allgemeinen am besten nachstehende Dimensionen: Herdfläche 14 30 Q.-M., Rostfläche 1 58—1 76 Q.-M. Die Roste liegen verhältnissmässig hoch und nehmen nur eine dünne Brennstoffschicht auf, wodurch eine kräftige Einwirkung der Flamme auf den Herd stattfindet.

Fig. 100.

Arbeitsverfahren.

Die beim Schmelzen vorkommenden Operationen sind der Hauptsache nach folgende: Aufbrennen des Quarzherdes aus Sandlagen, mit Steinschlacke überstreut, von 305—516 Mm. Dicke, Chargiren von höchstens 1320 Kil. Erzen und Flussmittel (unreine Erzschlacke, Stein-, oder Schwarzkupferschlacke, Flussspath) durch den Aufgebetrichter, Ausbreiten der Masse (gröbere Stücke werden wohl jetzt erst durch die Arbeitsthür eingebracht), dichtes Schliessen der Thüren, starkes Feuern unter öfterer Untersuchung des Herdes auf Ansätze bis zu eingetretenem Fluss, wobei die Masse unter Entwicklung von schwefliger Säure unruhig wird und sich aufblähet, Durchrühren der Masse, sobald sie nicht mehr aufschäumt (nach $3^1/_2$—4 St.), durch das Arbeitsthor hindurch zum Absondern der Steintheilchen aus der Schlacke und zur Zertheilung zusammengesinterter Quarztheilchen, Schliessen der Arbeitsthür, Steigerung der Temperatur aufs Höchste während etwa $^1/_2$ Stunde, Abziehen der Schlacke in die Sandmulden mittelst eiserner Krücke, Hinzuthun einer neuen Charge, Wiederholung derselben Operationen und Abstechen des Steines von zwei Chargen entweder in den Granulirsumpf oder in Sandformen. Man verschmilzt z. B. Posten von 1115 Kil. mit 102—305 Kil. Schlacken innerhalb 4—5 Stunden.

Steinzerkleinerung.

Der Zerkleinerung des Steines behuf der besseren Röstung durch Granuliren zieht man häufig vor: ein Abstechen desselben in Formen, Zerbrechen der Blöcke mit der Brechmaschine, Walzen und Sieben durch ein Sieb mit 4 Löchern pro Centim., weil sich der Stein beim Granuliren mit einer die Röstung beeinträchtigenden Haut überzieht. Es soll ein besseres Kupfer erfolgen, wenn man den Stein in eiserne Formen absticht, nochmals umschmilzt und dann granulirt, als wenn derselbe gleich granulirt wird. Mit dem Kupfergehalt nimmt die Gröbe der Granalien zu.

Modificationen.

Es sind, wie es scheint, ohne Erfolg verschiedene Vorschläge[1]) gemacht zur Beseitigung von Antimon, Arsen und Zinn (Zuschlag von Glaubersalz und Kohle behuf Bildung von Schwefelsalzen, von Kochsalz, Kalk und Kohle, von Bleiglanz und Eisen, von Braunstein, Salpeter u. s. w.).

Producte.

Als Schmelzproducte erfolgen:

Rohstein.

1. Bronze- oder Rohstein (regulus, coarse metal) mit nicht viel über 30 Proc., höchstens 35 Proc. Cu, spröde, im Bruch körnig, gewöhnlich blasig und bronzefarbig, im Wesentlichen Cu_2S, $nFeS$, nach Napier mit 21.5—39.5 Cu, 33.2—36.4 Fe und 45.5—25.0 S.

Analysen:

	a.	b.
Kupfer	33.7	27.2
Eisen	33.6	39.4
Nickel, Kobalt	1.0	0.6
Zinn	0.7	—
Arsen	0.3	—
Schwefel	29.2	32.8
Schlacke	1.1	—

a. Englischer St. Cu_2S, $2FeS$. b. von Kaafjord in Lappland, Cu_2S, $3FeS$.

Rohschlacke.

2. Rohschlacke (ore-furnace-slag), spröde, compact, dunkel, mit eingekneteten Quarzfragmenten und dadurch von porphyrartigem Habitus; meist zwischen Singulo- und Bisilicat liegend.

Reine Schlacken mit nicht über $^1/_2$ Proc. Kupfer gehen auf die Halde, unreinere zu den verschiedenen Schmelzarbeiten.

Analysen:

	a.	b.	c.	d.
Kieselsäure	30.0	52.00	47.54	45.41
Eisenoxydul	28.5	17.64	28.98	36.65
Thonerde	2.9	8.90	3.90	1.48
Kalkerde	2.0	16.22	15.59	15.88
Magnesia	0.6	5.45	3.26	0.67
Nickeloxyd, Kobaltoxyd	1.4	—	—	—
Kupferoxydul	0.5	0.40	0.73	—
Quarz	30.5	—	—	—

a. Waleser Rohschlacke, b. von Kaafjord, c. von Dillenburg, d. von Bendorfer Hütte.

Verfahren.

67. Rösten des Rohsteines. Dasselbe geschieht entweder im Erzröstofen oder in kleineren Oefen für 3555—4570 Kil. Charge unter sorgfältigem Krählen (alle 2 Stunden) während 24—36 Stunden bei zuletzt verstärktem Feuer oder behuf Gewinnung von schwefliger Säure für die Schwefelsäurebereitung im Gerstenhöfer'schen Ofen (S. 118), in welchem von gewalztem und gesiebtem Stein in 24 St. 5000 Kil. und mehr durchgesetzt werden. Der Grad der Röstung hängt von der Reinheit des Steines und der verlangten Kupfersorte ab. Durch Laugproben kann man auf einen Kupfervitriolgehalt prüfen.

Modificationen.

68. Steinconcentrationen. Die Anzahl derselben, sowie die Modificationen dabei sind abhängig von der Reinheit des Rohsteines, sowie von den Bestellungen gewisser Kupfersorten oder dem zu

1) Kerl, Met. 2, 482.

erwartenden Absatze. Die Vorgänge dabei beruhen auf wiederholten Röstungen und reducirenden Schmelzungen (S. 170), wobei der Schwefel als Reductionsmittel dient, was, im Gegensatz von Kohle und Kohlenoxydgas im Schachtofen, der Bildung von Schwarzkupfer und Eisensauen entgegenwirkt (S. 139). Dadurch, dass man bei den einzelnen Steinschmelzungen namentlich oxydische Kupfererze von verschiedener Reinheit und ungleichem Metallgehalt, sowie kupferreichere Schlacken zuschlägt, erfolgen rascher oder langsamer, je nach der Reinheit der Rohsteine Schwarzkupfer und daraus Kupfersorten von wechselnder, aber absichtlich erstrebter Beschaffenheit. Je später der Stein fällt, um so reiner ist unter sonst gleichen Umständen das Kupfer daraus und namentlich erfolgen sehr reine Leche, wenn man durch einen Ueberschuss von oxydischen Erzen oder Schlacken auf eine gleichzeitige Bildung von etwas Schwarzkupfer (Kupferböden, bottoms) hinwirkt, welches den grössten Theil der Unreinigkeiten (Arsen, Antimon, Zinn u. s. w.) aufnimmt.

Unter diesen Verhältnissen können aus dem Rohstein nachstehende Producte dargestellt werden: Producte.

1. Blauer Stein oder Blaumetall (blue metal), ein kupferärmerer und eisenreicherer Stein mit etwa 55 Proc. Kupfer. Blaumetall.

Derselbe erfolgt bei schwächerer Röstung des Rohsteins und ohne Zuschlag oxydischer Erze oder bei nur wenig davon, wenn der Rohstein unrein war; bei einem reinen Rohstein durch wiederholte Steinconcentrationen — (Verschmelzen des gerösteten blauen Steines mit oxydischen Producten oder Röstschmelzen desselben auf weissen Extrastein mit oder ohne Ausscheidung von Schwarzkupfer oder bottoms, und wohl nochmalige Concentration desselben auf Metall-, Concentrationsstein oder Feinmetall) — wenn best selected copper erzeugt werden soll. Die Blaumetallschlacken, welche ihren Kieselsäuregehalt hauptsächlich dem Ziegelgemäuer und Ofenherde entnommen haben, kommen zum Erz- und Steinschmelzen.

2. Weisser Stein oder Weissmetall (white metal), eisenarmer Stein mit bis 75 Proc., meist 65—70 Proc. Kupfer und 21—22 Proc. Schwefel, fast reines Cu_2S. Weissmetall.

Dieser wird erzeugt aus reineren Erzen bei schärferer Röstung des Rohsteines oder bei Zuschlag mehr oder weniger grosser Mengen oxydischer Substanzen (Erze, Schwarzkupfer- und Raffinirschlacken), auch kupferreicherer geschwefelter Erze (Kupferglanz, Buntkupfererz), wenn man nur gewöhnliche Kupfersorten darstellen will. Neben dem dichten, spröden, im Bruche unebenen, schwach metallisch glänzenden Weissmetall von grauweisser Farbe kann zur Reinigung desselben schon auf den Fall von bottoms durch reichlicheren Zuschlag oxydischer Erze Rücksicht genommen werden (Darstellung von tough cake copper). Das in flache Blöcke gegossene Weissmetall wird einem Röstschmelzen (roasting) unterworfen, d. h. im Flammofen bei schwacher Hitze unter Luftzutritt in halbgeschmolzenen Zustand versetzt, dann die Hitze bis zur vollständigen Schmelzung verstärkt, wobei Oxydisches und Geschwefeltes unter Entweichen von schwefliger Säure so auf einander einwirken, dass je nach dem Verhältniss beider ein sehr kupferreicher Stein mit viel ausgeschiedenem Kupfer in den Blasenräumen (Blasenstein, pimpled-metal, so genannt von den blasenartigen Auswüchsen auf der Oberfläche) oder blasiges schwefelreiches Schwarzkupfer (Blasenkupfer, blistered copper) oder Blasenkupfer und Stein, auch wohl Purpurmetall oder Dünnstein (best regule, spongy metal) genannt, neben einander erfolgen, welches zum grössten Theil direct und zum geringen Theil mit Blasenkupfer auf Schwarzkupfer (coarse copper) geroastet wird. Die Weissmetallschlacke mit 1.5—2 Proc. Kupfer kommt zum Erz- oder Steinschmelzen.

Blasenstein.

3. Blasenstein (pimpled metal), ein sehr kupferreicher blasiger Stein mit viel ausgeschiedenem metallischen Kupfer [1]) (S. 177) in den Blasenräumen.

Man erzielt denselben durch bedeutenden Zuschlag oxydirter Substanzen zum stark gerösteten sehr reinen Rohstein, wenn man rasch auf Schwarzkupfer hinarbeiten darf, welches entweder direct durch Roasten des Pimpledmetalles entsteht, oder nachdem dieses zuvor noch auf ein zweites Pimpledmetall concentrirt ist. Ein noch über den Zustand des Pimpleds hinsichtlich der Grösse der Kupferausscheidung hinausgehendes Product nennt man close regule.

Kupferböden.

4. Kupferböden (bottoms), ein unreines, namentlich Antimon, Arsen, Zinn u. s. w. enthaltendes Schwarzkupfer.

Lässt man sich neben den Steinen schon etwas Schwarzkupfer (bottoms) bilden, so nimmt dieses einen grossen Theil der Unreinigkeiten (Antimon, Arsen, Nickel, Kobalt u. s. w.) auf und der Stein wird reiner. Man befördert diese Bodenbildung wohl beim Verschmelzen von Schlacken mit Kiesen unter Zusatz von Kohle, welche zur Ueberführung des Kupferoxyduls der Schlacken in Metall beiträgt. Dieses scheidet dann aus den Schwefelungen von Zinn, Antimon, Arsen u. s. w. diese Elemente grossentheils aus, welche dann mit einem anderen Theil Kupfer sich vereinigen; besonders bei zinnhaltigen Erzen ist eine solche Bodenbildung erforderlich, da das Zinn wenig Neigung hat, in den Stein zu gehen. Beim Verschmelzen der schwach gerösteten zinnhaltigen Erze oder Steine mit kupferreichen Schlacken entsteht neben concentrirtem zinnfreien Stein Schwarzkupfer (bottoms) und zwischen beiden eine zur Darstellung von Bronzenägeln geeignete Legirung von Kupfer und Zinn (Hartmetall). Ein Silbergehalt dieser Producte lässt sich auf nassem Wege ausziehen. [2])

Analysen.

Analysen von Producten der Steinconcentration.

Bottoms.		
Kupfer	86.5	74.0
Eisen, Nickel	3.2	2.5
Zinn	0.7	13.8
Arsen	1.8	—
Schwefel	6.9	3.9
Blei	—	0.8
Antimon	—	4.5

Blasenkupfer.	
Kupfer	96.80
Eisen	0.09
Nickel	1.61
Schwefel	1.36
Schlacke	0.14

Hartmetall.	
Kupfer	66.2
Zinn	28.4
Eisen, Nickel, Kobalt	2.7
Arsen	2.0
Schwefel	Spr.

Haarkupfer aus Blaumetall.	
Kupfer	98.2
Eisen	0.4
Nickel	0.6
Rückstand	0.2

Steine.

	a.	b.	c.	d.	e.
Kupfer	56.7	77.5	81.1	77.6	81.1
Eisen	16.3	2.2	0.2	0.7	0.2
Nickel	1.6	Spr.	Spr.	Spr.	—
Kobalt	—	Spr.	Spr.	Spr.	—
Zinn	1.2	—	Spr.	0.1	—
Arsen	—	Spr.	Spr.		
Schwefel	23.0	20.1	18.5	21.0	18.5
Rückstand	0.5	—	—	0.3	—

a. Waleser Blaumetall, 4 $\dot{F}e + 5\,\dot{C}u$. b. Weissmetall von a. c. Feinmetall von b. d. Weissmetall vom Verschmelzen des gerösteten Rohsteins mit reichen Erzen. e. Feinmetall.

---

1) Kerl, Met. 1, 708. 2) B. u. h. Ztg. 1853, S. 614.

Schlacken.

	a.	b.	c.	d.
Kieselsäure	36.0	33.8	31.0	24.9
Eisenoxydul	54.4	56.0	56.0	57.0
Kupferoxydul	0.7	0.9	—	9.0
Andere Oxyde	2.5	2.1	0.3	0.4
Thonerde	0.8	1.5	6.9	3.8
Kalkerde	1.2	1.4	3.5	2.8
Magnesia	0.2	0.3	0.6	0.4
Kupfer	4.2	2.9	1.67	—
Eisen		0.3		
Schwefel		0.8		

a. Waleser Blaumetallschlacke. b. Waleser Weissmetallschlacke. c. Weissmetallschlacke von Kaafjord. d. Purpurmetallschlacke ebend.

69. Darstellung von Schwarzkupfer (coarse copper) aus den Concentrationssteinen durch Röstschmelzen (roasting).

Theorie.

Dieselbe beruht auf der Zerlegung von oxydirtem durch geschwefeltes Kupfer ($Cu_2S + 2\,CuO = 4\,Cu + SO_2$) und geschieht im Erzschmelzofen mit Luftzuführungscanälen zu beiden Seiten der Feuerbrücke.

Arbeitsverfahren.

Das Arbeitsverfahren ist nachstehendes: Eintragen der Steine (3555 Kil.) ohne Zuschläge durch eine Seitenthür, sehr langsames tropfenweises Einschmelzen bei Zuführung von Luft (auch heisse ist vorgeschlagen)[1]), wiederholtes Abziehen der aus fremden Metalloxyden und Ofengemäuer gebildeten Schlacke, Erniedrigung der Temperatur bei Luftzutritt, um einen Ueberschuss von Kupferoxydul als erstarrende Kruste zu erzeugen (Setzen), dann stärkeres Erhitzen, wobei das Kupferoxydul auf Schwefelkupfer unter Entwicklung von schwefliger Säure und Entstehung eines blasigen Schwarzkupfers (blistered copper) einwirkt, öftere Wiederholung des Abkühlens und Wiederaufschmelzens, bis das Entweichen von schwefliger Säure nachlässt, Schliessen der Luftzuführungscanäle, starkes Feuern, Schlackenziehen und Abstechen des Kupfers in Sandformen. Blau- und Weissmetall gehen hierbei erst in Pimpled (S. 177), dann in Schwarzkupfer über, so dass die allmählich entstehenden Producte 89—95 Cu, 2.4—0.3 Fe und 2.5—0.4 Schwefel enthalten. Die mehr oder weniger geschmolzene blasige bräunliche oder schwarze, Kupferkörner einschliessende Schwarzkupferschlacke enthält bis 45 Proc. Kupferoxydul und wird bei Steinconcentrationen zugesetzt.

Analysen.

Schwarzkupfer.

	a.	b.
Kupfer	—	99.2—99.4
Eisen	0.7—0.8	0.1— 0.2
Nickel	0.3—0.9	0.2— 0.3
Kobalt		
Zink	—	0— 0.02
Zinn	0—0.7	—
Arsen	0.4—1.8	—
Schwefel	0.1—6.9	0.1— 0.12

a. Waleser Schw. b. Von Kaafjord.

Schwarzkupferschlacken.

	a.	b.	c.
Kieselsäure	47.5	22.0	36.0
Eisenoxydul	28.0	55.4	7.0
Thonerde	3.0	5.2	6.0
Kupferoxydul	16.9	12.8	43.2
Kalk	—	16.2	2.7
Magnesia	—	1.1	0.8
Nickel- u. Kobaltoxyd	0.9	1.6	4.9
Zinnoxydul	0.3	—	—
Kupferoxydul	2.0	—	—

a. Waleser Schw. b. und c. von Kaafjord.

1) B. u. h. Ztg. 1852, S. 340. Berggeist 1857, S. 632.

Zweck.

70. Raffination des Schwarzkupfers.[1]) Dieselbe besteht in einem anfangs oxydirenden, dann reducirenden Schmelzen, durch welch ersteres das Schwarzkupfer in den Zustand des rohgaaren, kupferoxydulhaltigen Kupfers des kleinen Gaarherdes oder Spleissofens (S. 152), durch letzteres dann in den hammergaaren Zustand versetzt wird (S. 162), wobei im Allgemeinen die beim Rohgaar- und Hammergaarmachen im kleinen Herd (S. 149, 159) eintretenden chemischen Vorgänge stattfinden.

Raffinirofen.

Der Flammofen (Fig. 101, 102) ist meist kleiner als der Erz- und Steinschmelzofen, hat keine Füllöffnung im Gewölbe (dafür aber zuweilen eine während des Betriebes geschlossene Oeffnung zum Eintragen der Herdmasse und nach beendigter Campagne zum Kühlen), indem das Chargiren und das Arbeiten im Herd, namentlich das Ausschöpfen des Kupfers durch eine Arbeitsthür *c* unter dem Fuchs stattfindet. Letztere Lage soll die Einwirkung kalter Luft auf die Schmelzmasse beim Arbeiten verhüten, indem die eindringende Luft gleich in den Fuchs zieht. Zuweilen, namentlich behuf Einbringens grösserer Schwarzkupferstücke hat der Herdraum noch eine seitliche Oeffnung *d*, welche dann auch zum Einlassen von Luft in der Verschlackungsperiode dient, neben Luftzuführungscanälen, die sich auf jeder Seite der Feuerbrücke befinden. Meist zieht man vor, diese Canäle nur allein wirken zu lassen, indem das gleichzeitige Oeffnen des Seitenthores wegen Hervorbringung unregelmässiger Luftströme mehr schädlich als nützlich wirkt. Der Rost pflegt in Raffiniröfen tiefer zu liegen, als in den Erzschmelzöfen, um in einer gewissen Zeit mehr Flamme hervorzubringen und

Fig. 101.

Fig. 102.

1) Karl, Met. 2, 491. B. u. h. Ztg. 1863, S. 185; 1871, S. 227. Ztschr. d. Ver. deutsch. Ingen. 16, 565.

die Dauer zweier Schürungen ohne Benachtheiligung der Verbrennung verlängern zu können. Die Oefen arbeiten seltener bei Gasfeuerung (Mühlbach, Stadtberge), als bei directer Feuerung.

Beispiele.

Detroit.

Der Ofen zu Detroit[1]) (Fig. 101, 102) hat nachstehende Construction: *a* Sand und Ziegelstücke, fest gestampft. *b* thoniger und eisenschüssiger Sand. *c* nahezu reiner Quarzsand, letztere beiden Lagen bei hoher Weissglühhitze eingebrannt; ganze Herddicke an der Feuerbrücke 1 M.; bei 4000—8000 Kil. Einsatz Länge des Herdes bis zum Feuerungsraum (incl. Feuerbrücke) 4.2 M., Breite in der Mitte 3 M., an der 0.5 M. hohen Arbeitsöffnung *e* (Schöpfthor) 0.4 M. *f* Rost, Länge 1.3 und Breite 1 M., 1 M. unter der Feuerbrücke. *d* Arbeitsöffnung (Seitenthor), 0.5 M. weit. *g* Esse, 0.7 M. weit. Flammloch 0.5 M. hoch. Kühlöffnung im Gewölbe 1 M. weit. Der Quarzherd neigt sich nach dem Fuchs zu und hat hier einen Sumpf.

Mansfeld.

Mansfelder Raffinirofen. Bei 5000—7500 Kil. Einsatz Länge des aus Quarz mit wenig Haldenschlacke eingebrannten Herdes 2.90—3.09 M., Breite 2.20—2.47 M., Neigung von 52—78 Mm., Durchmesser des Sumpfes 131—158 Mm. Hinter der Feuerbrücke mündende Canäle gestatten die Zuführung von besonderer Oxydationsluft. Keine Kühlöffnung im Gewölbe. Die frühere Gasfeuerung ist aus ökonomischen Rücksichten der Steinkohlenfeuerung auf Klinkerrosten gewichen.

Stadtberge.

Stadtberge[2]) in Westphalen. Der Ofen ist mit Gasgenerator ohne Rost versehen. Heisser Unterwind tritt in einiger Entfernung über der Sohle (nicht zu weit nach unten) direct in die Steinkohlen, und die entwickelten brennbaren Gase werden durch heissen Oberwind verbrannt, welcher durch schräge Düsen über der Feuerbrücke zuströmt. Die abgehenden Feuergase erhitzen in einem mit dem Fuchs verbundenen Wasseralfinger-Apparat den Wind. Die Gasfeuerung soll 68 Proc. Brennmaterialersparung gewähren.

Braubach.

Braubach. Der Raffinirofen arbeitet mit Unterwind; zu beiden Seiten der durch Wasser gekühlten Feuerbrücke befinden sich Luftzuführungscanäle.

Raffinirverfahren.

Die Raffinirarbeit zerfällt in nachstehende Perioden:

Chargiren.

1. Chargiren. Lockeres Aufschichten der bis 300 Mm. dicken Schwarzkupferstücke, so dass zwischen der Feuerbrücke, den Herdwänden und den Einsatzstücken zur Schonung der Wände ein kleiner Raum frei bleibt. Dauer des Einsetzens von 5000—8000 Kil. etwa 1 Stunde.

Einschmelzen.

2. Einschmelzen während 6—7 Stunden bei geschlossenen lutirten Arbeitsöffnungen in hoher Temperatur, wobei die Zuführung von Luft hinter der Feuerbrücke, wenn nach 2—3 Stunden das Kupfer zu tropfen beginnt und die Temperatur nicht zu niedrig, die Operation beschleunigt, indem dadurch schon ein grosser Theil der fremden Stoffe verschlackt und verflüchtigt wird.

Verblasen.

3. Verblasen. Zuführung von Luft durch die neben der Feuerbrücke mündenden Canäle, auch wohl durch das geöffnete Schöpf- und Seitenthor (S. 180) zu der Metalloberfläche, wobei fremde Stoffe sich theils verflüchtigen (Zink, schweflige Säure, Blei, Antimon, Arsen u. s. w.), theils sich auf Kosten der Kieselsäure des Herdes verschlacken, und zwar zunächst Eisen, dann Zink, später Blei und zuletzt Nickel, während das gereinigte Kupfer specifisch schwerer wird und nach unten geht; wiederholtes Abziehen der Schlacken oder Krätzen, bis sich dieselben nach 2—$2^1/_2$ St. unter Verminderung der aufsteigenden Dämpfe nur noch spärlich zeigen, die Masse in Folge lebhafter Gasentwicklung (Braten) aufzuwallen beginnt und sich auf der Oberfläche derselben eine Lage Kupferoxydul erzeugt hat.

---

1) Kerl, Met. 2, 574. 2) Ztschr. d. Ver. deutsch. Ingen. 16, 565, Taf. 13.

Braten und Sprühen.

4. Braten und Sprühen. Entwicklung von schwefliger Säure durch Einwirkung des Kupferoxyduls auf vorhandenes Schwefelkupfer, heftiges Emporwerfen von Kupferkügelchen (Sprühen), wobei die Krätzen immer dünnflüssiger, nach dem Erkalten dichter und röther werden und zurückgeschoben werden müssen, bis sie sich zum Abziehen hinreichend angesammelt haben; Aufhören dieser Periode, welche rohgaares Kupfer (dry copper) mit 6—8 Proc. Kupferoxydul liefert, wenn nach Entfernung des meisten Schwefels das Kochen nachgelassen hat, sich nur noch kleine Bläschen zeigen und eine Schöpfprobe — welche gleich nach dem Einschmelzen bei weisslich grauer Farbe mit schwach röthlichem Schein und grobfasriger Structur grosse Sprödigkeit zeigt, beim Beginn des Bratens aber schaumartig in die Höhe steigt, um dann gleich zu einer blasigen Masse mit schaumartigem Ansehen zusammen zu fallen — keine schaumartige Erscheinung mehr, wohl aber kleine Blasenräume, eine ebene Oberfläche und röthliche Farbe zeigt.

In diesem, das Ende der Periode anzeigenden Zustande hält das rohgaare Kupfer schweflige Säure absorbirt, welche aus einer genommenen Probe beim Abkühlen derselben unter kraterartigen Erhebungen auf der Oberfläche und Umherschleudern kleiner Kupfertheilchen entweicht (Steigen oder Laufen des Kupfers, S. 161). Die Schöpfprobe zeigt im Innern langgezogene glänzende Blasenräume und was zur Beurtheilung besonders wichtig ist, die unter dem Löffel sich ansetzende Schale behält so lange eine Menge kleiner Poren, als noch schweflige Säure entweicht. Dauer der Bratperiode 3—4 Stunden. Die Proben werden auf die Weise genommen, dass man mittelst eines lehmüberzogenen Löffels von 78—105 Mm. Durchmesser und 14—20 Mm. Tiefe Kupfer ausschöpft, die erstarrte Masse in einen Schraubstock spannt, einmeisselt und zerbricht.

Dichtpolen.

5. Dichtpolen (Sprudeln), die Austreibung der noch absorbirt gehaltenen schwefligen Säure zur Beseitigung des Steigens und der dadurch hervorgebrachten Blasen und Undichtigkeiten durch Schliessen des Seitenthors und Einbringen einer bis 7.5 M. langen grünen Holzstange durch das Schöpfthor ins Metallbad bis auf die Herdsohle, indem man dem freien Ende durch ein aufrecht stehendes, vor dem Ofen eingezwängtes Brett Halt giebt; rapide Entwicklung von Wasserdampf, Kohlenwasserstoff- und Kohlenoxydgas, welche das Bad in stark wallende Bewegung bringen, die schweflige Säure austreiben, auch schon einen Theil des vorhandenen Kupferoxyduls reduciren und noch zur Entfernung von fremden Stoffen (Blei, Nickel u. s. w.) Veranlassung geben; Beendigung dieser Periode nach 2—3 St., wenn die Löffelprobe, namentlich die Schale davon (S. 182) keine Entwicklung von schwefliger Säure mehr nachweist und die Oberfläche des Kupfers eben bleibt.

Das vom Kupferoxydul noch brüchige Kupfer wird durch einen Reductionsprocess (Zähepolen) entweder gleich hinter dem Dichtpolen her befreit oder bei unreinerem Kupfer durch so oft wiederholte Zuführung von Luft durch das geöffnete Seitenthor und jedesmal nachheriges Polen auf die möglichste Entfernung der Unreinigkeiten, namentlich von Antimon, Arsen und Nickel hingewirkt, bis eine Schöpfprobe — welche anfangs nach der Abkühlung eine in der Mitte eingesunkene rauhe Oberfläche, sowie auf dem Bruch ziegelrothe Farbe und grobkörnig stänglige Structur zeigt — auf der Oberfläche faltenartige Vertiefungen. eine feinkörnige bis hakige Bruchfläche mit metallischem Seidenglanz erhält, wo dann das Kupfer den höchsten Grad der Dichtigkeit bei möglichster Entfernung

fremder Bestandtheile (wohl bis auf geringe Mengen Nickel) erreicht hat, aber noch immer etwas Kupferoxydul enthält (Mansfeld).[1])

Zähepolen.

6. Zähepolen zur Reduction des Kupferoxyduls. Herausnehmen der Polstange nach dem Dichtpolen, Rostreinigen und Schüren bei geschlossenen Arbeitsöffnungen, Abziehen der Krätzen, sobald die Flamme nicht mehr rauchig ist, Bedecken der Metalloberfläche bei geschlossenen Arbeitsöffnungen mit Holzkohlen, wiederholtes Polen, öfteres schnelles Probenehmen mit kleineren Löffeln von 26—30 Mm. Durchmesser, bis die Proben auf dem Bruche — statt anfangs ziegelrothe Farbe mit wenig Glanz und stängligem Gefüge — seidenartigen Metallglanz und Kupferrosafarbe, sowie kalt und warm den höchsten Grad der Geschmeidigkeit zeigen.

Probe auf Kaltbruch: Einspannen der völlig erkalteten Löffelprobe mit der convexen Fläche nach oben in einen Schraubstock, wo sich dann die Probe ohne zu zerreissen zusammenbiegen lassen muss; Probe auf Rothbruch: Eingiessen von Kupfer in eine etwa 260 Mm. lange und 78 Mm. breite Form zu einem 40 Mm. dicken Barren, Zusammenschlagen desselben gleich nach dem Starrwerden des Kupfers, so dass die beiden Enden zusammenkommen, wo sich dann in dem gebogenen Theil keine Risse zeigen dürfen; Probe auf Bruchansehen: Einspannen der Löffelprobe zur Hälfte in verticaler Stellung in den Schraubstock, Biegen des hervorragenden Endes in den rechten Winkel durch Hammerschläge, Zerbrechen des Stückes durch Zusammenpressen im Schraubstocke. Noch schärfere, indes nicht immer ausgeführte Proben auf Festigkeit bestehen darin, dass die Probe zu einem quadratischen Stab geschmiedet und spiralförmig gedreht keine Kantenrisse zeigen darf, solche auch beim Ausplatten des Stabes und mehrfachem Zusammenlegen des Bleches nicht zum Vorschein kommen. Polt man zu lange (überpoltes Kupfer), so nimmt die Festigkeit des Kupfers wieder ab und die Probe zeigt einen grobkörnig zackigen stängligen Bruch bei gelbem Schimmer und starkem, nicht seidenartigen Glanze (S. 160). In solchem Falle lässt man unter Abziehen der Kohlendecke Sauerstoff einwirken und polt dann wieder bis zu den Kennzeichen der Hammergaare. Das Aussehen der Schöpfproben variirt auf den verschiedenen Werken je nach der Beschaffenheit des Kupfers. (Schlechtes Kupfer kann guten Bruch haben.)

Auskellen.

7. Auskellen des Kupfers. Zurechtmachen der Feuerung, so dass während des Ausschöpfens kein Nachschüren nöthig wird. Möglichst rasches Auskellen des Kupfers mit kalk- oder lehmüberzogenen, erhitzten schmiedeeisernen Kellen[2]) bei fortgesetztem Feuern und öfterem Probenehmen, weil sich bei nicht abzuschliessendem Luftzutritt die Gaare des Kupfers nach einiger Zeit zu ändern pflegt, in nach oben sich verjüngende oblonge, angewärmte, mit Thon- oder Kalkschlamm ausgepinselte, auf einer 39—78 Mm. dicken gusseisernen Unterlagsplatte stehende Kästen (Formen, Töpfe) in der Weise, dass man anfangs einige 15—18 Kil. haltende Kellen voll Kupfer mit oder meist ohne mechanische Hülfsleistung auf die eiserne Unterlage giesst, das Metall bis zum Verschwinden der Rothgluth und bis sich oberflächlich eine schwarze Oxydhaut erzeugt hat, erkalten lässt und auf diese Art 3—4 Blöcke über einander giesst, welche dann, nachdem der Eisenkasten darüber hinweggezogen, von einander getrennt werden; auch wohl bei grossen Stücken Ausschöpfen des Kupfers in flache, mit Lehm stark überzogene Formen und gleich fertiges Auswalzen in der mitgebrachten Hitze.

---

1) Preuss. Ztschr. 17, 174. 2) B. u. h. Ztg. 1862, S. 357.

Die gusseisernen Kastenformen stehen wohl über einem Gefäss mit Wasser und lassen sich durch einfache Drehung um eine parallel der kurzen Seite vorhandene Axe ungefähr in der Mitte der Länge entleeren, um die Ingots sofort abzuplötzen. Beim Giessen in eiserne Formen wird das Kupfer durch noch nicht näher gekannte Veranlassung an den Berührungsflächen mit dem Boden porös, weshalb das unterste Stück aus dem Kasten (Bodenplatte) beim Raffiniren wieder zugesetzt wird. Zeigt die Probe die Entstehung von kupferoxydulreichem Kupfer an, so unterbricht man das Auskellen, wirft Kohlen aufs Metallbad, polt unter Umständen und beginnt dann wieder das auf die Hammergaare zurückgebrachte Kupfer auszuschöpfen. Bei in zu hoher Temperatur ausgegossenem Kupfer haften die Platten zu fest an einander, dasselbe wird zum Steigen geneigt (S. 161) und verändert in unerwünschter Weise seine Eigenschaften (S. 162).

Ausbrechen des Herdes.

8. Ausräumen des Quarzherdes, welcher bis 70 Proc. Kupfer absorbirt und so ungemein hart ist, dass derselbe durch Sprengen mit Dynamit (Pulver ist zu schwach) zerstört oder durch Weissglühendmachen und Einpumpen von viel Wasser[1]) mürbe gemacht werden muss.

Modificationen.

Gewisse Modificationen beim Raffiniren können Nachstehendes bezwecken:

1) die mehr oder weniger vollständige Entfernung fremder Stoffe und zwar

a) durch abwechselndes Dichtpolen und darauf folgendes Oxydiren (Mansfeld S. 182).

b) Durch Setzenlassen, d. h. Erstarrenlassen des Kupfers nach der Bratperiode behuf reichlicher Bildung von Kupferoxydul und Aufschmelzen der Masse bei Weissgluth, wobei das Oxydul auf fremde Stoffe kräftig oxydirend wirkt; namentlich üblich, wenn man statt Schwarzkupfer pimpled metal (S. 178) verarbeitet, wobei man nach dem Einschmelzen mit einer Polstange umrührt, die Masse abkühlt, Alles wieder in Fluss bringt, Schlacke zieht und dann dicht- und zähepolt.

c) Durch Bleizusatz. In England und auch sonst setzt man dem zum Walzen und Hämmern bestimmten Kupfer beim Raffiniren Blei zu (z. B. je nach der Reinheit des Kupfers 0.08—0.8 Proc.), um dessen Steigen und Blasigwerden zu verhindern (S. 161). (Reine Kupfer, z. B. Mansfelder, lassen sich auch ohne Bleizusatz gut walzen, jedoch gewährt ein solcher die Sicherheit, dass das Kupfer nicht steigt). Kupfer für Telegraphendrahtfabrikation erhält weniger, am besten gar keinen Zusatz von Blei, wenn es die Unreinheit nicht verlangt, weil dadurch die galvanische Leitungsfähigkeit beeinträchtigt wird; für die Messingfabrikation bestimmtes Kupfer darf keinen Bleizusatz erhalten, wohl aber kann dasselbe blasig, gestiegen sein. Das Kupfer wird wohl im überpolten Zustande in kaltem Wasser granulirt (feathered-shot copper); in heissem Wasser erfolgen mehr oder weniger runde Stückchen (bean-shot copper).

d) Durch Einschalten eines Verblasens sehr unreiner Kupfer (z. B. Mansfelder Raffinirkrätzkupfer) im Spleissofen, in Folge dessen beim Raffiniren die Verblaseperiode und die sonst durch Schwefel verursachten Erscheinungen wegfallen, dagegen sich Krätzen in bedeutender Menge bilden, welche den Quarzherd stark angreifen, weshalb man die Krätzkupfer am besten gegen das Ende einer Ofencampagne verarbeitet.

2) Die Beschleunigung des Processes durch Anwendung von heisser Luft[2]), von Wasserdampf[3]) u. A.

Producte.

An Producten erfolgen:

Raffinad.

1. Raffinirtes Kupfer, Kupferraffinad, selbst in den reinsten Sorten mit einem geringen Gehalt an Kupferoxydul (höchstens bis 2 Proc.), welches noch vorhandene fremde Beimengungen auf die Festigkeit des Kupfers unwirksam macht (S. 163) und von den S. 162 aufgeführten Eigenschaften.

---

1) B. u. h. Ztg. 1859, S. 100. 2) B. u. h. Ztg. 1852, S. 386. 3) B. u. h. Ztg. 1870, S. 35, 378; 1871, S. 88, 264. Preuss. Ztschr. 19.

Analysen. [1])

	a.	b.	c.	d.	e.	f.	g.	h.	i.	k.
Eisen	0.059	0.08—1.64	Spr.—0.35	0.31	0.20	Spr.	Spr.	0.76—1.01	Spr.	Spr.
Blei	0.120	—	Spr.	—	—	—	—	—	—	—
Nickel	0.327	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Silber	0.025	—	—	—	—	—	—	—	0.07	Spr.—0.22
Arsen	—	Spr.—0.5	0.25—3.31	0.25	—	0.02	0.01	—	0.01	—
Antimon	—	Spr.—0.5	Spr.—0.70	0.20	Spr.	—	—	—	—	—
Wismuth	—	Spr.	Spr.—0.04	—	—	—	—	—	—	—

	l.	m.	n.	o.	p.	q.	r.	s.	t.
Eisen	—	0.8	0.10—0.15	0.1	Spr.	Spr.	0.056	0.045	0.110
Blei	—	—	—	—	—	—	Sn 0.040	0.204	0.132
Nickel	—	—	—	—	—	—	0.787	—	—
Silber	—	—	—	—	Spr.	Spr.—0.07	0.100	0.030	0.016
Arsen	0.11	—	—	—	0.07	0.01—0.31	0.029	—	—
Antimon	·	—	—	0.01	—	Spr.—0.01	Zn 0.561	—	—
Wismuth	Spr.	—	—	—	0.02	Spr.—0.17	S 0.009	—	—

a. Mansfeld. b. Chile. c. Spanien. d. Schweden, No. 1. e. Desgl. No. 2. f. Australien, Burra Burra. g. Ebendas. Kapunda. h. Ebend. Sidney. i. Obernsee. k. Nordamerika. l. Russland (C. C. N. D.). m. Ebend. No. 2. n. Engl. best selected. o. Desgl. selected. p. Desgl. Ziegelkupfer. q. Engl. Kupfer No. 1 bis 17. r. Atvidaberg mit 0.008 P nebst Spuren von Co und Mn. s und t Chile.

2. Raffinirkrätze, Raffinirschlacken von der variabelsten Zusammensetzung.

Raffinirschlacken.

Werden entweder bei der Steinconcentration zugeschlagen (England) oder mit kiesigen Erzen im Flammofen verschmolzen (England) oder für sich im Schachtofen auf mindere und zuletzt nickelreiche Kupfersorten (Deutschland S. 153) verschmolzen. Ein grösserer Arsengehalt[2]) solcher Krätzen lässt sich durch Rösten und Auslaugen theilweise beseitigen.

Analysen.

	a.	b.
Kieselsäure	47.4	40.5
Kupferoxydul	36.2	46.4
Eisenoxydul	3.1	3.5
Nickeloxyd	0.4	1.8
Kobaltoxyd	—	0.3
Zinnoxyd	0.2	—
Thonerde	2.0	2.7
Kalkerde	1.0	3.0
Magnesia	0.2	0.7
Met. Kupfer	9.0	—

a. Waleser Schlacke. b. Von Kaafjord.

71. Beispiele für den Flammofenprocess.

Südwales.

1. Südwales.[3]) Ein Werk, welches noch einigen Nutzen abwerfen soll, muss jährlich mindestens 1116500 Kil. Kupfer produciren bei einem Verbrauch von 18 Thln. Kohlen auf 1 Thl. aus 10 Proc. haltigen Erzen dargestellten Kupfers. Bei Raffiniren braucht man in 24 St. bei einem Klinkerrost 3045 Kil. Steinkohlen auf 10150—11165 Kil. (und mehr Schwarzkupfer) pr. Charge. Neuerdings ist die englische Kupferproduction bedeutend herabgegangen wegen reichlicher Darstellung eines guten und billigern Kupfers in Chile.[4]) Die Modificationen variiren hauptsächlich nach der beabsichtigten Darstellung der Kupfersorte, z. B. zur Messingblech- und Drahtbereitung (best selected copper), zum Walzen oder zur Darstellung von Legirungen (Gussmessing). Das best selected copper erfolgt durch Verschmelzen eines reinen gerösteten Rohsteins auf Concentrations-

1) B. u. h. Ztg. 1863, S. 386. 2) Kerl, Met. 2, 578. 3) Literatur: Kerl, Met. 2, 470. B. u. h. Ztg. 1871, S. 237. Petitgand in Revue de l'exposit. univers. de 1867 par Cuyper. Vol. 3, No. 6, p. 234. 4) Chevallier, Exposit. univers. de 1867 à Paris. Tom. V. p. 598. B. u. h. Ztg. 1871, S. 236.

stein, dann dieses auf blistered copper und Raffiniren desselben; tough cake (zähes Kupfer) oder tough-pitch erfolgt durch Verschmelzen des gerösteten Rohsteins auf Weissmetall und Böden, dann auf Pimpledcopper; die Sorte best tough cake liegt zwischen den beiden anderen in der Mitte. Mit tile copper (Ziegelkupfer) bezeichnet man aus unreineren Erzen erzeugte Kupfersorten.

Solche Modificationen sind z. B. folgende:

a) Rösten von 3045—3552 Kil. gutartigen, zum Theil oxydischen Erzen während 12—24 St. in älteren Oefen (S. 171), Rohschmelzen mit Weissmetallschlacken, Rösten des Rohsteins während 24 Stunden, Schmelzen des Rostes mit reichen oxydischen Erzen, Roast- und Raffinirschlacken auf Weissmetall, Röstschmelzen des Weissmetalles auf Schwarzkupfer, Raffiniren von 6090—8120 Kil. Schwarzkupfer unter Zusatz von Blei (je nach der Reinheit des Kupfer mit 7—40 Kil.) auf 6090 Kil. Kupfer.

b) Rösten von 7—8 procentigen Erzen während 12 St., Schmelzen von 1015 Kil. Röstgut mit 102—250 Kil. Concentrationssteinschlacken während 4 St. auf Rohstein, Rösten des letzteren während 24—30 St., Schmelzen von 1015 Kil. Stein mit 200 Kil. Feinmetall- und Roastschlacken und 150 Kil. Kupfercarbonaten während 6 Stunden auf Concentrationsstein, Schmelzen desselben in Chargen von 24 Ctr. mit 102 Kil. Raffinirschlacken in 6 St. auf Feinmetall, Röstschmelzen von 2030 Kil. Feinmetall auf Regulus und Pimpled oder blistered copper während 24 St., Raffiniren von 5075—7105 Kil. Schwarzkupfer bei Zusatz von 8—10 Kil. Blei während 70—96 St. und einem Verbrauch von 13—18 Thln. Kohlen auf 1 Thl. Kupfer.

c) Rösten der Erze in Kilns, Verschmelzen im Flammofen auf coarse metal. Zermalmen des Steins mit Brechmaschinen, Walzen und Sieben durch ein Sieb mit 8 Löchern auf 1 Centim., Rösten im Gerstenhöferschen Ofen (3045 Kil. in 24 St.), Schmelzen auf white metal mit kupfer- und eisenarmen quarzigen Erzen. Roasten des Whitemetals auf Schwarzkupfer und Raffiniren desselben; Rohschlacken kommen zum Erzschmelzen oder zum Schmelzen für sich im Schachtofen, Steinschlacken zum Erzschmelzen, Raffinirschlacke zum Schmelzen im Flammofen mit geschwefelten Erzen.

Kaafjord. 2. Kaafjord[1]) in Lappland. Schmelzen von rohem und geröstetem Erz mit 7—8 Proc. Kupfer auf Rohstein, Rösten desselben in Stadeln, Schmelzen mit Schwarzkupfer- und Raffinirschlacken und Buntkupfererz auf Weissmetall, Roasten desselben auf Blasenkupfer und Purpurmetall, Roasten des letzteren auf Schwarzkupfer und Raffiniren desselben mit Blasenkupfer.

Tubalkain. 3. Tubalkain[2]) bei Remagen am Rhein. Verschmelzen von Siegenschen Erzen mit 8—10 Proc. Kupfer bei Chargen von 1250—1500 Kil. mit Quarz, Kalk und Concentrationsschlacke in 6 Stunden, Abstich nach jedesmal 4 Chargen. Kohlenverbrauch 3000 Kil. in 24 St.; Steinerfolg 26—27 Proc.; Rösten des Steins in Chargen von 1500 Kil. mit 600 Kil. Kohlen in 24 St. bis auf 10 Proc. Schwefel. Concentriren von je 1250 Kil. in 6 St. auf Stein mit 80 Proc. Kupfer, welcher in Chargen von 1750 Kil. während 12 St. mit 1000 Kil. Kohle geroastet wird: Raffination des Schwarzkupfers.

Mansfeld. 4. Mansfeld.[3]) Concentration der Rohsteine im Flammofen (S. 144), Extraction des Concentrationssteines nach Ziervogel's Verfahren, Verschmelzen der Rückstände im Schachtofen auf Schwarzkupfer (S. 149), Raffiniren desselben im Flammofen; Einsetzen von 5000—5500 Kil. Schwarzkupfer bei 1 St. Zeitdauer. Einschmelzen während 6—7 St., Verblasen 2—2½ St., Braten und Sprühen 3—4 St., Dichtpolen 2½—3 St., Zähepolen 1 St., Auskellen 2 St., Leerstehen und Ausbessern 2—4 St., der ganze Process 24 St.; Dauer der Raffinircampagne 4—5 Wochen. Ausbringen 84 Proc. Raffinad und 20 Proc. Krätzen, welch letztere mit 50 Proc. Schieferschlacke und 1—1.5 Proc. Flussspath auf Schwarzkupfer verschmolzen werden (S. 153).

Freiberg. 5. Freiberg.[4]) Concentriren der gespurten Kupferbleisteine im Flammofen (S. 146).

Chile. 6. Chile[5]) (Guayacan, Panucillo, Carrisal, Lota). Schmelzen gerösteter

---

1) Kerl, Met. 2, 513. Preuss. Ztschr. 14, 94. 2) Oest. Ztschr. 1871, S. 106. 3) Kerl, Met. 2, 539. B. u. h. Ztg. 1863, S. 185. Berggeist 1867, No. 48. Preuss. Ztschr. 17, 171. 4) B. u. h. Ztg. 1865, S. 451. 5) M. Chevalier, Expos. univers. de 1867 à Paris. Tom. V. p. 591. B. u. h. Ztg. 1862, S. 260. 1872, S. 353. Engin. and Mining Journ., New Jork 1872; 13, 406.

Erze auf Stein mit 50 Proc. Cu, Rösten und Schmelzen desselben auf Schwarzkupfer mit 95—96 Proc. Cu und Raffiniren desselben.

Früher wurde noch Flammofenbetrieb zu Dillenburg[1]) im Nassauischen, auf dem Elbufer-Kupferwerk[2]) bei Hamburg und zur Aggerthaler Kupferhütte[3]) bei Duisburg ausgeführt. Sonstige Hütten.

---

2. Abschnitt.

Oxydirte Erze und Gediegen Kupfer.

72. Oxydirte Erze. Dieselben werden häufiger beim Verschmelzen geschwefelter Erze oder der Leche zugeschlagen (S. 177), als für sich mit anderen oxydischen Producten (Schlacken, Gekrätz) mit passenden Zuschlägen und Holzkohle oder magerer Steinkohle auf Schwarzkupfer verschmolzen, indem man nach eingetretenem Fluss umrührt und Schlacke zieht. Dabei geht oxydirtes Eisen zum Theil in die Schlacke, zum Theil reducirt sich dasselbe und trägt dann noch energischer als die Kohle, welche leicht nach oben im Metallbade aufsteigt, unter Bildung von Eisensilicat zur Reduction von verschlacktem Kupfer bei. Bei grösserem Ueberschuss an oxydirtem Eisen entsteht ein eisenreicheres Schwarzkupfer, bei Mangel daran eine kupferreichere Schlacke; letztere kommt zum Erzschmelzen oder wird für sich im Schachtofen durchgesetzt. Zur Verminderung der Kupferverschlackung fügt man schwefelhaltige Substanzen in geringer Menge zu (geschwefelte Kupfererze, Schwefelkies, Sodarückstände, Glaubersalz). Schmelzverfahren.

73. Gediegen Kupfer. Dasselbe kann ohne Weiteres im Flammofen raffinirt werden, wobei die Ab- oder Anwesenheit von erdigen Beimengungen zu einer mehr oder minder grossen Schlackenbildung und Zeitdauer der Operationen beiträgt. Raffiniren.

Detroit am Obernsee.[4]) Einschmelzen von 4060—5075 Kil. groben Stücken (Wänden) bei reducirender Flamme im Raffinirofen (Fig. 101, 102), während 16 Stunden, Schlackenziehen, Verblasen, Zähepolen. Dauer einer Charge 24 St. bei einem Ausbringen von 3045—3550 Kil. Kupfer mit 2538 Kil. Steinkohlen, oder 76 Proc. Kupfer und bis 20 Proc. Schlacken. — Chargendauer bei 8120 Kil. Einsatz von kleineren, an Erden ärmeren Stücken an 2 Tage bei einem Verbrauch von 5075 Kil. Steinkohlen. — Schmelzen von ärmeren Producten der Aufbereitung (von Setzsieben und Herden) in Chargen von 3045 Kil. im Flammofen während 7 St., Schlackenziehen, Einbringen einer neuen Charge, Behandlung derselben wie vorhin, Raffiniren des Kupfers von beiden Chargen; Dauer 24 St. — Schmelzen der Raffinirschlacken in Schachtöfen auf eisenreiches Schwarzkupfer, statt besser mit kiesigen Erzen im Flammofen. Beispiel. Detroit.

---

1) Kerl, Met. 2, 505. 2) Kerl, Met. 2, 506. 3) Kerl, Met. 2, 509. 4) Kerl, Met. 2, 574. Hartmann's allgem. B. u. h. Ztg. 1863, S. 109, 495. — Chevallier, Expos. univers. de 1867 à Paris. Tom V. p. 597.

Zweiter Theil. **Nasse Processe.**

Anwendbarkeit.

74. Allgemeines. Wie bereits (S. 108) bemerkt, sind das Hauptmaterial für den nassen Weg in erster Reihe arme oxydische und auch wohl arme geschwefelte Erze mit in Säuren unlöslichen Gangarten, sowie ärmere und reichere Erze und Producte, aus denen Gold oder Silber abgeschieden werden sollen. (Von letzteren Processen, z. B. in Freiberg, auf dem Oberharze u. s. w. üblich, wird beim Silber die Rede sein.)

In Säuren lösliche Beimengungen (Kalk, Spatheisenstein u. s. w.) können schon in einigen Procenten den Process unvortheilhaft machen (Eifel[1]), Twiste[2]); Versuche, den Kalk im gebrannten Zustande von oxydirtem oder auch zu Metall reducirtem Kupfer abzuschlämmen oder als Auflösungsmittel Chloride und Sulfate von Eisen, Ammoniak, schwefligsaure und unterschwefligsaure Salze u. a. anzuwenden, haben keine praktische Bedeutung erlangt.[3])

Manipulationen.

Die nasse Kupfergewinnung kann nachstehende Operationen erfordern: Das Löslichmachen des Kupfers in oxydischen oder vorher gerösteten geschwefelten Erzen, das Auslaugen der dabei gebildeten Kupfersalze, das Fällen des Kupfers aus den nöthigenfalls vorher gereinigten Laugen, die weitere Verarbeitung des kupferhaltigen Niederschlages auf Handelsproducte und zuweilen auch der rückständigen Laugen von der Fällung (auf Eisenvitriol, schwefelsaures Natron u. s. w.).

Löslichmachen des Kupfers.

75. Versetzen des Kupfers in löslichen Zustand. Zuweilen wird das Kupfer schon in löslichem Zustande aus den Gruben als natürliches Cementwasser[4]) gefördert, durch Verwitterung geschwefelter Kupfererze entstanden (Schmöllnitz, Riotinto, Wicklow, Maidanpek, Insel Anglesia, Rammelsberg); meist bedarf es aber erst einer Löslichmachung desselben. Das Verfahren dabei weicht ab, je nachdem die zu behandelnde Substanz im oxydirten, geschwefelten oder legirten Zustande vorhanden.

A. Geschwefelte Erze und Producte können erleiden:

Verwitterung.

1. Verwitterung[5]), indem man zu Halden aufgestürzte Erze dem Einflusse der Atmosphärilien aussetzt (Schmöllnitz, Riotinto, Rammelsberg) und Sulfate daraus sich erzeugen lässt.

Oxydirende Röstung.

2. Oxydirende Röstung[6]), behuf Bildung von schwefelsauren Salzen, die sich in Wasser lösen, oder von in Säuren u. s. w. löslichen Oxyden. Ersteres Verfahren, durch blosse Röstung ohne Kochsalzzusatz alles Kupfer als Sulfat im Wasser löslich zu machen, gelingt schwierig und es bleiben reiche Rückstände. Die Röstung führt, allerdings mit Aufwand an Brennmaterial, rascher zum Ziele als das Verwittern, welches auch künstlich in der Grube veranlasst wird (Schmöllnitz).

---

1) B. u. h. Ztg. 1862, S. 140, 229. 2) B. u. h. Ztg. 1859, S. 412; 1860, S. 27, 111; 1862, S. 191. 3) Kerl, Met. 2, 580. B. u. h. Ztg. 1862, S. 182, 229; 1863, S. 60, 414. 4) Oest. Ztschr. 1867, No. 9. B. u. h. Ztg. 1868, S. 223. 5) Kerl, Met. 2, 560. Oest. Ztschr. 1860, S. 290. B. u. Ztg. 1856, S. 219; 1861, S. 394; 1868, S. 139. Journ. of the Chem. Soc. of London. N. Ser. 5, 306. Erdm. J. f. pr. Chem. 99, 103. 6) Kerl, Met. 2, 582.

Die Röstung kann geschehen

a) in Flammöfen, je nach dem Schwefelgehalt der Erze ohne oder mit Zuschlag von Schwefelkies oder Eisenvitriol (Methode von Bischof[1]) und Gaultier de Claubry.[2]) Darstellung von Kupfervitriol zu Ducktown[3]) durch Röstung von Kupfersteinen im Parkes'schen Doppelofen (S. 172) unter Wasserdampfzuführung), oder von schwefelsaurem Natron[4]) (Monnier's Process). Namentlich Speisen müssen mit Schwefelkies geröstet werden (Stefanshütte).[5])

b) in Stadeln (Schmöllnitz, Mühlbach) und Haufen (Schmöllnitz, Riotinto, Agordo, Wicklow), seltener in Schachtöfen (Linz, Gossage's Methode[6]), Bottino, Stetefeldt's Ofen.[7]) Man röstet auch kupferhaltige Bleisteine[8]), sowie Schwefelkupfer enthaltende Schlacken.[9])

Chlorirende Röstung.

3. Chlorirende Röstung mit Kochsalz zur Umwandlung des Kupfers in Chlorür und Chlorid, letzteres sowie gebildetes Sulfat in Wasser, ersteres und erzeugtes Oxyd in Säuren löslich. Verflüchtigtes Kupferchlorid wird in Thürmen mit feucht erhaltenen Steinen, Kieseln und Cokes condensirt. Als Chlorationsmittel verwendet man hauptsächlich Kochsalz; auch sind Salzsäure[10]) und Chlormagnesium[11]) empfohlen.

Geschichtliches.

Dieses Verfahren[12]), bereits früher von Orschall, Longmaid, Bechi und Haupt, Haehner, Schaffner und Phillips, Tennant, Henderson u. A. empfohlen, hat neuerdings erst passend modificirt die grösste Bedeutung in England[13]) erlangt zur Ausziehung geringer Kupfermengen aus zur Schwefelsäurebereitung benutzten kupferhaltigen Schwefelkiesen, desgleichen zu Oker.

Röstöfen.

Zum Rösten[14]) dienen

a) Flammöfen mit directer Feuerung, welche aber leicht eine Ueberhitzung des Materials und in Folge dessen reiche Rückstände zulassen.

b) Muffelöfen, erfordern viel Brennstoff.

c) Conbinirte Muffel- und Flammöfen in der Art, dass die Flamme von einer Gasfeuerung unter der Ofensohle durch und dann über den Herd streicht, oder dass die Flamme in gewöhnlicher Weise vom Rost über die Feuerbrücke zieht, von dieser aber bis zur halben Ofenlänge über ein Schutzgewölbe geht, welche das der Feuerbrücke zunächst liegende Erz vor Ueberhitzung schützt. Oefen dieser Art sind etwa 6 M. lang und 2.7 M. breit, fassen zwei Chargen, jede von 1422 Kil. mit durchschnittlich 7 1/2 Proc. Kochsalz, welchem je nach der Menge Schwefel meist noch bis 5 Proc. Salz nachgesetzt werden müssen. Man braucht zuweilen im Ganzen 15—20 Proc. Salz. Röstdauer etwa 8 Stunden.

d) Rotirende Oefen[15]) von Gibb und Gelstharp (Fig. 103, 104).

a kreisförmiger Herd aus Kesselblech von 4.9 M. Durchmesser mit Chamotteziegelfutter *b*, von einer Scheibe *c* getragen, welche, von Gleitrollen *d* unterstützt und seitlich von Gleitwalzen *r* geführt, um einen Zapfen *e* rotirt mittelst einer um die Scheibe geschlungenen, durch eine Betriebswelle in Bewegung gesetzten endlosen Kette. *f* pflugscharartiges Krähleisen, welches durch einen mit einem Querhaupt verbundenen schmiedeeisernen Arm *g* in radialer Richtung von der Triebwelle aus hin und her bewegt wird. Während eines Umganges des Herdes

---

1) B. u. h. Ztg. 1862, S. 328. 2) Dingl. 98, 31. 3) B. u. h. Ztg. 1865, S. 249; 1867, S. 8. 4) B u. h. Ztg. 1870, S. 449. 1872, S. 403. 5) B. u. h. Ztg. 1866, S. 82. 6) B. u. h. Ztg. 1860, S. 256. 7) B. u. h. Ztg. 1871, S. 66. 8) B. u. h. Ztg. 1845, S. 172; 1852, S. 503; 1868, S. 205. 9) Oest. Ztschr. 1857, S. 323; Berggeist 1867, No. 27. 10) B. u. h. Ztg. 1859, S. 243. 11) Polyt. Centr. 1861, S. 1306. 12) Kerl, Met. 2, 589. 13) B. u. h. Ztg. 1859, S. 447; 1868, S. 424; 1871, S. 119; 1872, S. 147, 345. Dingl. 204, 288. 14) B. u. h. Ztg. 1872, S. 148. Dingl. 204, 294. 15) B. u. h. Ztg. 1872, S. 148, 309.

rückt der Pflug nicht mehr als um seine eigene Breite vor, so dass jeder Theil der Ofensohle von dem letzteren in seinem Hin- und Hergange bearbeitet wird. *h* Chargirrumpf. *i* von oben durchs Gewölbe *q* eingelassene, quer gestellte Ausräumer, welche das Röstgut nach der Arbeitsöffnung *k* hinschaffen, durch welche dasselbe, durch die Ausstreichplatte *l* begünstigt, ins Gerinne *m* rutscht. *n* Feuerung. *o* Feuerbrücke. *p* Fuchs, zum Condensationsthurme führend. *s* Haspel zum Aufziehen der Ausräumer *i* während der Röstung.

Fig. 103.

Arbeitsverfahren.

Man beschickt den Ofen mittelst eines Rumpfes und das Ausräumen geschieht durch parallele Eisenplatten, welche in schiefer Richtung über einer radialen Linie auf der dem Pfluge entgegengesetzten Seite des Ofens angebracht sind. Der Herd rotirt zweimal pro Min. und der Pflug legt seinen Weg in $7^1/_2$ Min. zurück. Chargen von 5080 Kil. Erz, denen nur einmal etwa $7^1/_2$ Proc. Kochsalz zugesetzt werden. Röstdauer gegen 9 Stunden. Diese mechanischen Oefen verdrängen die vorhergehenden Handöfen immer mehr, indem sie bei billigerer Arbeit eine gleichmässigere Erhitzung und vollkommenere Röstung gestatten; auch wegen des geringeren Kochsalzzusatzes nach dem Ausfällen des Kupfers durch Schwefelwasserstoff Laugen liefern, welche ein verhältnissmässig reines, von Kochsalz freieres Natronsulfat für die Sodabereitung geben. Wesentliche Erfordernisse für das Gelingen des Röstprocesses sind: ein nicht grosser Kupfergehalt, weil bei viel mehr als 6 Proc. davon der Verbrauch an Kochsalz steigt und sich der Process vertheuert (zu Oker vermochte man noch Erze mit 10—12 Proc. Kupfer bei Zuschlag von 15 Proc. Kochsalz während 8 Stunden eben so vollständig zu entkupfern, als ärmere Erze mit 4 Proc. Kupfer); ein dem Kupfergehalt höchstens gleicher Schwefelgehalt, da sonst Kochsalzverbrauch und Dauer der Röstzeit

Erfordernisse des Processes.

steigen; dann vor Allem eine nicht zu hohe, gleichmässige Temperatur, welche kaum bis zur Rothgluth steigen darf, damit nicht durch Ueberhitzung eine Zersetzung der gebildeten Kupfersalze eintritt.

Fig. 104.

Theorie. Bei der Röstung sollen die Schwefelmetalle zunächst in Sulfate und das Eisensulfat unter Verflüchtigung der Schwefelsäure in Eisenoxyd umgewandelt werden, während das unzersetzte Kupfersulfat mit dem Kochsalz in Wasser lösliches Kupferchlorid bildet. Bei zu hoher Temperatur geben Kupfersulfat Kupferoxyd und Kupferchlorid Chlorür, beide nur in Säuren, letzteres auch in Chlormetallen löslich Flüchtige Chlorverbindungen von Kupfer, Antimon, Arsen, Wismuth u. s. w. nebst salzsaurem Gas werden in aus Chamottesteinen errichteten Condensationsthürmen, mit einer feuchtgehaltenen Füllung von Chamottesteinen und Cokes versehen, condensirt, und die saure Flüssigkeit dient demnächst zur Extraction der in Wasser unlöslichen Kupferverbindungen im Röstgut. Im Gegensatz zu dem Henderson'schen Verfahren, bei welchem alles Kupfer als Chlorverbindung verflüchtigt werden soll, hält man die Temperatur beim Gibb'schen Verfahren sehr niedrig. Vor allen Handöfen hat nun der mechanische Ofen den grossen Vorzug, dass derselbe ohne eines Bedarfes an geschickten Arbeitern wegen sehr gleichmässiger Röstung in niedriger Temperatur das meiste Kupfer in in Wasser löslichen Verbindungen liefert, so dass man nur wenig von der unreinen

sauren Condensationsflüssigkeit, welche das Fällkupfer verunreinigt, zur Extraction des unlöslichen Kupfers anzuwenden braucht.

Röstkennzeichen. Zur Erkennung der vollendeten Röstung nimmt man Proben, wäscht dieselben mit Wasser, dann mit verdünnter Salzsäure aus, kocht den Rückstand mit Königswasser, fügt zur Lösung Ammoniak, lässt absetzen und beobachtet die Farbenintensität. Nimmt man immer Probelöffel von demselben Inhalt und Absatzgläser von gleicher Grösse und Gestalt, so erhält man eine für die Praxis hinreichend genaue Farbenreaction.

Rösterfolg. Vergleichende Versuche mit verschiedenen Oefen ergaben folgende Resultate:

		Gerösteter Erz.		
		Kiesrückst.	Mech. Ofen.	Handöfen.
Kupfer, löslich in	Wasser	37.8	91.1	63.2
„ „ „	Salzsäure	20.6	6.3	33.2
„ unlöslich		41.6	2.6	3.6

Nasse Chloration. 4. Chloration auf nassem Wege. Die hierzu in Vorschlag gebrachten Methoden scheinen wenig Eingang gefunden zu haben. Es soll sich dabei Kupferchlorür bilden, welches in Salzsäure und Kochsalzlauge löslich ist oder an der Luft in in Wasser lösliches Chlorid übergeht.

Beispiele. Extraction gerösteter kupferarmer Schwefelkiese erst mit Wasser, dann mit Eisenchlorid und Salzsäure nach Gossage[1]); Befeuchten von Kies mit Kochsalzlösung oder Salmiaklösung[2]) und Stehenlassen an der Luft nach Richardson[3]) u. s. w.; nach Kopp[4]) und Chalandre: Behandlung der Schwefelmetalle mit Eisenchlorid und Kochsalzlösung, Besprengen der Kiesabbrände mit Kochsalzlösung und Salzsäure unter Einfluss von Luft und Feuchtigkeit; Befeuchten von feingepulverten Erzen z. B. Kupferglanz mit concentrirter Salzsäure[5]) und Liegenlassen an der Luft. Schwefelsäure wirkt viel langsamer.

Oxydirte Erze. B. Oxydirte Erze. Zur Ausziehung des Kupfers aus oxydischen, todtgerösteten geschwefelten oder gesäuerten Erzen wendet man hauptsächlich folgende Mittel an:

Säuren. 1. Säuren und zwar

a) Säuren im wässrigen Zustande. Die Auswahl von verdünnter Salz- oder Schwefelsäure richtet sich hauptsächlich nach ihrem Preise; meist ist erstere billiger, giebt weniger leicht, doch aber bei Abwesenheit von Chlornatrium noch immer merkliche Mengen von das Fällkupfer verunreinigenden basischen Salzen[6]), aber ein schwieriger zu verwerthendes Nebenproduct (Eisenchlorür und Chlorid). Schwefelsäure dagegen erzeugt leichter basische Salze, liefert aber nutzbaren Eisenvitriol und zieht aus einem Gemenge von Eisen- und Kupferoxyd vorwaltend nur letzteres aus. Man löst in der Salzsäure wohl Natronsalpeter auf (Spence's Verfahren). Rothkupfererz setzt man zweckmässig mit Säure getränkt einige Zeit der Luft aus; arsensaures Kupferoxyd (Alterley Edge[7]) löst sich leichter als phosphorsaures und kieselsaures (Virneberg bei Linz).

Anwendung von Schwefelsäure für Malachit bei Marseille[8]), in Schachtöfen geröstete Erze nach Levi's Methode[9]), Rückstände von der Schwarzkupfer-Amalgamation zu Schmöllnitz[10]), Röstrückstände von Kiesen in Lancashire[11]) und Nevada[12]), für Schlacken[13]); — Salzsäure zu Sterner Hütte[14]) und zu

---

1) B. u. h. Ztg. 1860, S. 256. 2) Dingl. 164, 185. 3) B. u. h. Ztg. 1861, S. 8; 1866, S. 134. 4) Polyt. Centr. 1870, S. 1426. Dingl. 199, 403; 200, 335. 5) B. u. h. Ztg. 1862, S. 175. 6) B. u. h. Ztg. 1867, S. 40; 1871, S. 66. 7) B. u. h. Ztg. 1862, S. 18. 8) B. u. h. Ztg. 1859, S. 207; 1862, S. 145. 9) B. u. h. Ztg. 1858, S. 217. Oest. Ztschr. 1858, S. 248. 10) Oest. Ztschr. 1859, S. 331; 1860, S. 351. 11) B. u. h. Ztg. 1863, S. 140. 12) B. u. h. Ztg. 1871, S. 66. 13) Dingl. 184, 137. 14) B. u. h. Ztg. 1860, S. 191.

Stadtbergen[1]) für oxydische Erze, für geröstete Fahlerze nach den Methoden von Escalle[2]), Triplier[3]) und Spence.[4])

b) Dampfförmige Säuren. Dieselben können bei besonderen lokalen, namentlich Transportverhältnissen ökonomische Vortheile gewähren und greifen das Erz häufig energischer an, als flüssige Säuren (Rheinbreitenbach), erfordern aber gewöhnlich complicirtere Apparate. Seltener kommen salzsaure Dämpfe aus Sodafabriken (Clement's Methode[5]) oder durch Befeuchten des Erzes mit concentrirter Salzsäure und Erhitzen erzeugt[6]), als schweflige Säure zur Anwendung, welche letztere, durch Rösten von Schwefelkies, Kupferkies oder Zinkblende erfolgt, im Gemisch mit Wasserdampf und Luft unter den Rost von gemauerten Angriffskästen geleitet wird, auf welchem die oxydischen Erze liegen (Stadtbergen[7]), Linz[8]), Skrofia[9]). In Berührung mit den Oxyden geht die schweflige Säure bei Luftzutritt durch Contactwirkung in Schwefelsäure über.

Das Rösten der Stückkiese geschieht in Kilns, der Schliege wohl in Gerstenhöfer's Ofen und der pulverförmigen Blende in Gefässöfen (Linz, Stadtbergen).

2. Eisensulfat oder Chloreisen enthaltende Flüssigkeiten. Dieselben erfolgen als Mutterlaugen vom Ausfällen des Kupfers aus schwefel- oder salzsaurer Lösung durch Eisen und sind auch noch wegen meist darin enthaltener freier Säure wirksam. Ihre Wirkung beruht im Wesentlichen auf folgenden Reactionen:[10]) Eisensalze.

a) $\dot{\overline{Fe}}\,\overline{S} + \dot{Cu} = \dot{Cu}\,\overline{S} + \dot{\overline{Fe}}\,\overline{S}_2$ oder $Fe_2SO_6 + CuO = CuSO_4 + Fe_2S_2O_9$.

b) $3\dot{\overline{Fe}}\overline{S} + \dot{Cu} + \dot{H} = \dot{Cu}\overline{S} + \dot{Fe}\overline{S} + \dot{\overline{Fe}}\overline{S} + H$ oder
$3FeSO_4 + CuO + H_2O = CuSO_4 + FeSO_4 + Fe_2SO_6 + H_2$.

c) $2FeCl + 3\dot{Cu} = Cu_2Cl + CuCl + \dot{\overline{Fe}}$ oder
$2FeCl_2 + 3CuO = Cu_2Cl_2 + CuCl_2 + Fe_2O_3$.

d) $2Cu_2Cl_3 + 6\dot{Cu} = 6CuCl + 2\dot{\overline{Fe}}$ oder
$2Cu_2Cl_6 + 6CuO = 6CuCl_2 + Fe_2O_3$.

In ähnlicher Weise wirken schwefelsaure Thonerde und Manganchlorür.[11]) Auch Kupferoxydul und metallisches Kupfer werden von Eisenoxydsulfat und Eisenchlorid in Lösung gebracht und es beruht hierauf Mühlhen's Verfahren[12]), todtgerösteten armen Kupferkies unter Zusatz von Kohle zu glühen und das reducirte Kupfer mittelst Eisenchlorides zu extrahiren. Henderson[13]) führt Eisenchlorür von der Kupferfällung dadurch in Chlorid über, dass 450 Lit. Lauge mit ½ Kil. Braunstein versehen in flachen Sümpfen der Luft und dem Lichte ausgesetzt, dann über Dornwände geführt werden. Nach Hunt und Douglas[14]) ist Kupferchlorür löslich in Auflösungen von Chloralkalien, Chlorcalcium, Chlormagnesium, Chlorzink, Chlormangan, Kobaltchlorür, Eisenchlorür und Kupferchlorid. Eisenchlorür und Kupferoxydul setzen sich um in Eisenoxydul und Kupferchlorür, Eisenchlorür und Kupferoxyd in Eisenoxyd, Kupferchlorid und Chlorür (S. 193), welches letztere bei Anwesenheit von Kochsalz in Lösung geht. Hierauf beruht Douglas' Process der Kupfergewinnung, oxydische oder

---

1) Oest. Ztschr. 1871, S. 108. 2) B. u. h. Ztg. 1859, S. 243. 3) B. u. h. Ztg. 1852, S. 544. Oest. Ztschr. 1857, S. 279. 4) B. u. h. Ztg. 1862, S. 148. 5) Berggeist 1858, S. 203. 6) B. u. h. Ztg. 1862, S. 175, 181. 7) B. u. h. Ztg. 1856, S. 218. Oest. Ztschr. 1871, S. 108. 8) B. u. h. Ztg. 1859, S. 107, 223, 438; 1860, S. 27, 191. 9) B. u. h. Ztg. 1872, S. 200. 10) B. u. h. Ztg. 1856, S. 226; 1862, S. 175, 181, 182. 11) B. u. h. Ztg. 1863, S. 51. 12) B. u. h. Ztg. 1860, S. 439. 13) Polyt. Centr. 1866, S. 472. B. u. h. Ztg. 1867, S. 40. 14) Dingl. 196, 132, 136, 457. B. u. h. Ztg. 1866, S. 134; 1867, S. 250. The Engin. and Min. Journ. New York 1872, Vol. 16, No. 1, 8, 9.

geröstete Erze mit einer neutralen Lösung von Eisenchlorür und Kochsalz zu behandeln und aus der entstehenden Chlorkupferlösung das Kupfer durch verhältnissmässig wenig Eisen auszuscheiden. Zu Stefanshütte[1]) werden nach diesem Verfahren mit Lechen geröstete Kupferspeisen, deren Mehle man entweder für sich oder mit Kochsalzlauge oder Fällmutterlauge befeuchtet und einige Zeit an der Luft liegen lässt, entkupfert, wobei sich der Reihe nach Ag, Cu, Ni und Co auflösen.

Sonstige Lösungsmittel.

3. Sonstige Lösungsmittel. Als solche sind empfohlen, aber nicht immer mit Vortheil anwendbar befunden: Ammoniak[2]) und kohlensaures Ammoniak, Kochsalzlauge (zu Stefanshütte[3]) mit Erfolg angewandt), schwefligsaures und unterschwefligsaures Natron.[4])

Behandlung.

C. Legirungen. Die Behandlung derselben auf nassem Wege bezweckt entweder eine Abscheidung von Silber und Gold aus denselben (Schwefelsäureextraction am Ober- und Unterharz), die Darstellung von Kupfervitriol[5]) ohne eine solche oder eine Reinigung von Kupfer durch galvanische Wirkung.[6])

Laugung.

76. Extraction der löslichen Kupfersalze. Die Extraction der löslichen Kupferverbindungen mittelst Wassers (Sulfate), Säuren oder Salzlösungen geschieht durch Decantiren, durch Filtriren von oben nach unten oder auch wohl umgekehrt[7]), am besten continuirlich[8]) in der Weise, dass man die Flüssigkeiten zu ihrer Sättigung das Erz methodisch durchdringen lässt, indem das frische, kräftigste Extractionsmittel auf das am meisten erschöpfte Gut einwirkt, während die sich immer mehr sättigende Lauge zuletzt auf eine frische Füllung kommt. Dabei wird zweckmässiger die Flüssigkeit dem Erze entgegenbewegt (Rittinger's Apparat), als umgekehrt (Agordo).

Da sich nur bei porösen Substanzen eine Verbindung der einzelnen Gefässe behuf continuirlicher selbstwirkender Circulation der Flüssigkeit bei ruhender Masse empfiehlt (Shank's Methode bei der Sodabereitung), so muss man hier bei den dichten und schweren Massen die schwachen Laugen in Sammelbehälter ablassen, um sie von da auf frisches Röstgut durch Pumpen, Schöpfräder, Luftdruck u. s. w. zu schaffen.

Beschleunigung der Laugung.

Als Mittel zur Beschleunigung der Laugung, deren Ende sich zu erkennen giebt, wenn ein Tropfen Flüssigkeit auf blankem Eisenblech keinen Kupferniederschlag zeigt, wendet man an: Bewegung des hinreichend zertheilten (nicht gepulverten) Erzes oder der Flüssigkeit (durch Umkrählen, seltener in rotirenden Fässern[9]); Einleiten von Gebläseluft am Boden der Extractionsgefässe, welche neben einer Oxydation Bewegung hervorbringt und dadurch zur Ablösung lettiger Theile vom Erze beiträgt (Linz, Stadtbergen); Anwendung von Wärme.

Lösegefässe.

Die in einer Ebene oder terrassenförmig angeordneten Löse- oder Laugegefässe[10]) sind meist Holzkästen, deren Bohlen durch Schraubenbolzen von oben nach unten und seitlich zusammengehalten, auch wohl in den Fugen mit Mennigkitt oder getheertem Hanf gedichtet werden, an den in der Erde liegenden Theilen mit Asphalt, Cement oder Thon umgeben; mit durchlöchertem Losboden aus Holz,

1) B. u. h. Ztg. 1866, S. 82, 133, 142. 2) Kerl, Met. 2, 594. B. u. h. Ztg. 1868, S. 414. Wagn. Jahresber. 1865, S. 152. 3) B. u. h. Ztg 1866, S. 133. 4) B. u. h. Ztg. 1869, S. 111, 419. 5) B. u. h. Ztg. 1869, S. 340. 6) Polyt. Centr. 1867, S. 200. 7) B. u. h. Ztg. 1862, S. 230. 8) Oest. Ztschr. 1859, S. 332; 1860, S. 342. Mitthl. d. Hannov. Gew. Ver. 1862, Hft. 1 u. 2. Revue univers. 10. an. 1 livr. p. 196. 9) Oest. Ztschr. 1859, S. 332. 10) Laugereieinrichtung bei Rheinbreitenbach in B. u. h. Ztg. 1864, S. 161, Taf. IV.; zu Stadtbergen in Ztschr. d. Ver. deutsch. Ingen. 1872, Bd. 16. Taf. 14.

oder Thonplatten oder mit einem Rost versehen, darauf ein Filter von Stroh, Reisig, Heide, Cindern u. dergl.

Seltener verwendet man statt Holzkästen Gefässe aus Steinzeug (Braubach), Behälter aus Mauerwerk mit Asphalt überzogen (Riotinto), aus Sandstein oder Schieferplatten (Alderley Edge), welche aber zum Theil die Aufnahme heisser Erze nicht gestatten. Da hölzerne Gefässe den heissen sauren Laugen nicht widerstehen und dieselben durchsickern lassen, so belegt man den Laugeraum mit einer nach einem Sammelbrunnen sich neigenden Asphaltschicht. In Lancashire verwendet man Bleipfannen bei Anwendung von Schwefelsäure als Lösungsmittel.

Ablassen der Laugen.

Das Ablassen der Laugen geschieht durch Thon- oder Kautschukröhren mit Quetschhähnen oder bei Vermeidung aller Hähne am einfachsten durch einen Gummischlauch, dessen Ende in eine hölzerne Hülse gesteckt wird, wenn kein Abfluss mehr erfolgen soll (Stadtbergen). Zum Transport der Laugen verwendet man Dampf- oder Luftdruck [1]), Heber, Pumpen und am einfachsten Schöpfräder (Stadtbergen). Nachdem die Laugen Klärbehälter oder noch Filter passirt haben, auch wohl zur Abscheidung eines Silbergehaltes durch Kupfergranalien geleitet sind (Stefanshütte), werden dieselben seltener auf Vitriole versotten, als auf metallisches Kupfer weiter verarbeitet, zuvor wohl noch gereinigt.

Extractions-Rückstände.

Die Rückstände von der Extraction werden entweder abgesetzt, oder je nach dem Kupfergehalt nochmals vorbereitet und extrahirt (Stefanshütte), oder anderweitig verwandt (z. B. solche von der Chloration unterworfenen Schwefelkiesabbränden zu künstlichen Steinen [2]), zum Ausfüttern der Puddelöfen und zur Roheisendarstellung [3]), zur Darstellung von Eisenschwamm für die Kupferfällung).

Laugenreinigung.

77. Reinigung der Laugen. Verunreinigungen der Laugen können entweder zur Vermehrung des Eisenverbrauches beim Fällen des Kupfers beitragen (Eisenoxydsalze) oder mit dem Kupfer gefällt werden (Antimon, Arsen, Wismuth u. s. w.).

Reinigung von Eisen.

Zur Entfernung eines Eisengehaltes aus Eisenoxydulsalze enthaltenden Laugen können folgende Mittel dienen: Erwärmen bei Luftzutritt, wobei sich basische Eisensalze, am stärksten bei verdünnten Laugen abscheiden [4]); Gradiren, vorsichtiger Zusatz von Kalkmilch [5]), damit Eisenoxyd, nicht aber Kupferoxyd gefällt wird.

Reinigung von Arsen.

Arsen beseitigt man durch Erhitzen der arsensaures Kupferoxyd enthaltenden Laugen mit eisenreichen Laugen vom Fällen, wobei unter Bildung freier Salzsäure sich arsensaures Eisenoxyd abscheidet (Alderley Edge). Zu Riotinto soll ein arsenfreies Kupfer dadurch entstehen, dass man die Lösung durch den Erdboden ziehen und sich in einem mit Eisen versehenen Canal ansammeln lässt. [6]) —

Reinigung von Antimon.

Antimon ist zu entfernen nach Triplier durch Eindampfen der salzsauren Lösung zur Trocke und Wiederauflösen, Zusatz von Kalk behuf Präcipitation von antimonsaurem Eisenoxyd, Schmelzen der Erze vor dem Lösen mit Glaubersalz und Kohle im Flammofen, Ausziehen der Masse mit Wasser und Abscheidung von Schwefelantimon aus der Lösung durch schweflige Säure.

Kupferfällung.

78. Fällung des Kupfers. Die Ausscheidung des Kupfers aus der Lösung kann durch folgende Mittel geschehen:

Eisen als Fällungsmittel.

A. Eisen (Cementationsprocess). Am wirksamsten ist Eisenschwamm [7]), dann Stabeisen in Gestalt von Eisendrehspähnen

1) Dingl. 201, 349; 204, 304. 2) B. u. h. Ztg. 1871, S. 247. 3) B. u. h. Ztg. 1871, S. 120; 1872, S. 345. Dingl. 204, 305. 4) Oest. Ztschr. 1860, S. 292. Erdm. J. f. pr. Chem. 99, 103. 5) B. u. h. Ztg. 1866, S. 211. 6) B. u. h. Ztg 1864, S. 399. 7) B. u. h. Ztg. 1862, S. 24; 1864, S. 324, 392, 408; 1871, S. 67, 149. Dingl. 169, 474; 172, 463; 204, 307. Deutsche Ind. Ztg. 1869, S. 150.

und Blech u. s. w., weniger Roheisen, welches aber aus ökonomischen Rücksichten häufig zur Anwendung kommt.

Stabeisen giebt ein grobkörniges Präcipitat, weniger anhaftend, als am Roheisen. Graues Roheisen wirkt rascher als weisses, ersteres giebt mehr feinpulveriges, letzteres mehr Kupfer in zusammenhängenden Platten. Der Graphitgehalt des Eisens haftet dem Fällkupfer oft hartnäckig an. Als Surrogate benutzt man u. A. Eisensauen aus Kupferöfen (Moldava[1]), durch Verschmelzen eisenreicher Kupferschlacken mit Kalk und Kohle erhaltenes kupferhaltiges Roheisen (Kronstadt[2]).

Beschleunigte Fällung.

Zur Beschleunigung der Fällung können verschiedene Mittel dienen:

Anwendung von Wärme (Linz, Agordo, Stefanshütte, durch Einleiten von Dampf zu Liverpool[3]); grosse Oberfläche des Eisens (Eisenschwamm, Blechschnitzeln u. s. w.); öfteres Abkehren des Fällkupfers vom Eisen; Bewegung der Flüssigkeit, indem man dieselbe tropfenweise von Eisenstück zu Eisenstück oder in dünnem Strahl unter Stoss auf das Eisen fallen lässt (Schmöllnitzer Fällkutten[4]), oder dieselbe durch mit Scheidewänden versehene Canäle so circuliren lässt, dass sie entweder durch Oeffnungen der Scheidewände hin und her (Schemnitz[5]) oder abwechselnd über dieselben fliesst (Stefanshütte[6]), oder die Flüssigkeit durch Rührvorrichtungen bewegt (Stadtbergen, England). Eine zweckmässige Rührvorrichtung hat folgende Einrichtung (Fig. 105).

Fig. 105.

a viereckige oder runde Bottiche mit aus Latten gebildetem Innencylinder *b*, welcher auf dem ringförmigen Lattenrost *c* ruht, auf welchem Schmiedeeisenabfälle aufgehäuft werden. Ein Rührwerk, z. B. ein hölzerner Querarm mit vertikalen Zinken (Stadtbergen) im Cylinder *b* versetzt die Lauge in fortwährende Bewegung, wodurch die Fällung rascher verläuft und das Cementkupfer grossentheils in den Raum *d* hinabgewaschen wird. — Bei Anwendung von gemahlenem Eisenschwamm (Eisenpulver) fügt man denselben unter stetem Umrühren mit Hand oder Rührwerk in geringem Ueberschuss zur Lösung und nimmt diesen dann durch etwas Kupferlauge wieder weg (Newcastle[7]). Der Eisenschwamm wirkt fast augenblicklich und ist billig, kann aber Unreinigkeiten ins Kupfer führen, wenn derselbe z. B. durch Reduction von ausgelaugten Kiesabbränden im Flammofen u. s. w. hergestellt ist. Bischof[8]) fällt mit Eisenschwamm in rotirenden Fässern.

Eisenverbrauch.

Der Theorie nach werden 100 Thle. Kupfer durch 88 Thle. Eisen gefällt, in Wirklichkeit braucht man aber an 200—300 Thle. Dieses hat seinen Grund

a) in dem Gehalt der Fälllauge an Eisenoxydulsalz.

Dasselbe geht an der Luft in Eisen auflösendes Oxydsalz, freie Säure und das Cementkupfer verunreinigende basische Eisensalze über[9]), nämlich:

$$6\,\dot{Fe}\,\bar{S} + 3\,O = \dot{Fe}\,\bar{S}_2 + 2\,\dot{Fe}\,\bar{S} + \bar{S} \text{ oder}$$
$$6\,FeSO_4 + 3\,O = Fe_2S_4O_{12} + Fe_4S_2O_9 + SO_3,$$

ferner

$$2\,\dot{Fe}\,\bar{S}_2 + 5\,Fe + 5\,\dot{H} = 5\,\dot{Fe}\bar{S} + \dot{Fe}_2\bar{S} + 5\,H \text{ oder}$$
$$Fe_4S_2O_{24} + 5\,Fe + 5\,H_2O = 5\,FeSO_4 + Fe_4SO_9 + H_2.$$

Schon in kurzer Zeit trägt der Sauerstoff der Luft in angegebener Weise zur grösseren Eisenconsumtion bei, namentlich in verdünnteren und erwärmten Lösungen.[10]) Je nachdem die Lösung concentrirt oder verdünnt, haben die abgeschiedenen basischen Eisensalze eine verschiedene Zusammensetzung.[11])

1) Lampadius' Fortschr. d. Hüttenkunde 1839, S. 137. 2) Tunner, London. Industr. Ausstell. Bericht 1863, S. 114. 3) B. u. h. Ztg. 1872, S. 149. 4) Oest. Ztschr. 1860, S. 295. 5) Bericht über 2. Versamml. v. Berg- u. Hüttenm. in Wien 1863, S. 92. 6) B. u. h. Ztg. 1866, S. 133. 7) B. u. h. Ztg. 1872, S. 149. 8) Deutsche Ind Ztg. 1869, S. 159. 9) Oest. Ztschr. 1860, S. 292. Erdm. J. f. pr. Ch. 99, 103. 10) B. u. h. Ztg. 1868, S. 229. 11) Oest Ztschr. 1863, No. 24.

b) In der Anwesenheit freier Säure, wenn die Laugen nicht hinreichend mit Kupfer gesättigt sind oder bei Luftzutritt Eisenoxydullösungen sich unter Abscheidung basischer Salze höher oxydiren (S. 196).

Die sauereren Kiescementwässer in Schmöllnitz[1]) consumiren nahe dreimal so viel Eisen als die Schieferwässer. Saure Laugen geben mit Kupferoxydammoniaklösung einen Niederschlag von Kupferoxydhydrat. Die mehr oder weniger starke Sättigung der Extractionslauge erkennt man daran, dass ein Tropfen Lösung auf Eisenblech bei nicht gesättigter Lösung einen helleren Kupferniederschlag giebt, als bei einer gesättigten, auch erstere mehr grün, letztere mehr braun aussieht.

v. Wolfskron[2]) hat über den Gehalt der Schmöllnitzer Cementwässer an Eisensalzen und freier Säure, sowie den damit zusammenhängenden Eisenverbrauch umfangreiche Versuche angestellt.

Mittel zur Verminderung.

Als Mittel, den Eisenverbrauch möglichst zu vermindern, sind angewandt: die Ausscheidung des grössten Theils Eisen vor der Fällung durch Kalk (S. 195); die möglichste Abhaltung des Luftzutrittes beim Fällen in bedeckten Behältern unter Anwendung von Wärme, wobei man die Laugen gleichzeitig behuf Gewinnung von Eisenvitriol concentrirt (Schmöllnitz, Agordo), eine passende Concentration möglichst neutraler Laugen, namentlich solcher, die lösliche Doppelsalze enthalten z. B. von Chlorkupfer-Chlornatrium (S. 194); Zusatz von organischen Substanzen[3]), welche einer Oxydation des Eisenoxyduls entgegen wirken sollen, was aber sehr langsam geschieht.

Beendigte Fällung.

Die Kupferfällung ist beendigt, wenn sich eine in die Flüssigkeit kurze Zeit eingetauchte blanke Eisenspitze nicht mehr mit Kupfer überzieht, desgleichen nicht ein Zinkstäbchen, wenn man dasselbe auf ein Platinblech legt, auf welches Lösung gebracht ist.

Producte.

Als Producte von der Cementirung erfolgen:

Cementkupfer.

1. Cementkupfer, ein Gemenge von metallischem Kupfer mit basischen Eisensalzen, Eisentheilchen, Graphit (dessen völlige Abscheidung vom Cementkupfer oft schwierig ist, Lancashire), Kieselsäure, zuweilen mit Antimon, Arsen, arsensaurem Eisenoxyd; in schwammiger, krystallinischer, blättriger, haar- und fadenförmiger, ästiger Gestalt.

Verarbeitung.

Das Cementkupfer kann folgende weitere Behandlung erfahren:

a) Eine Reinigung des in Klärbassins abgelassenen Cementkupfers durch Sieben und Waschen in einer in Wasser schräg liegenden kupfernen Waschtrommel mit 3 Mm. weiten Löchern (Stadtbergen) oder in einem Siebe mit 3 Mm. weiten Löchern unter Zuleitung eines Wasserstrahles (Sterner Hütte), um die Eisentheile vom Kupfer zu entfernen; Verwaschen des in einem Sumpf oder Klärkasten angesammelten Siebfeinen nach abgeschöpfter Flüssigkeit auf einem Stossherd oder Schlämmgraben zur Entfernung der basischen Eisensalze u. s. w., wobei reinere Producte mit 90 Proc. und mehr Kupfer, sowie Abgänge mit bis 20 Proc. Cu und darunter aus den Sümpfen erfolgen.

Wegen nicht unbedeutender mechanischer Verluste beim Waschen zieht man demselben zuweilen ein Verschmelzen ungewaschenen Kupfers auf Schwarzkupfer oder Stein vor. Durch starkes Glühen bei Luftzutritt lässt sich das Cementkupfer sowohl zusammenfritten, als auch von einem grossen Theil Antimon und Arsen befreien (Riotinto, Bischof's Methode). Durch Waschen mit Kupfervitriollösung sind Eisenstückchen zu entfernen. Durch das Pressen des Cementkupfers vermindert man mechanische Verluste und beschleunigt das Trocknen.

b) Ein Verschmelzen. Reine Schliege werden meist ohne Weiteres raffinirt, oder nachdem sie wohl im Flammofen zusammengeschmolzen (Avanza[5]),

1) Oest. Ztschr. 1867, S. 70. 2) Oest. Ztschr. 1867, S. 70. 3) Dingl. 107, 446; 111, 271. B. u. h. Ztg. 1856, S. 210. 4) B. u. h. Ztg. 1861, S. 302. 5) B. u. h. Ztg. 1866, S. 218.

gleich im Flammofen raffinirt oder im kleinen Herd und Spleissofen gaargemacht, wobei das Einschmelzen wegen der Pulverform langsam geht. Unreinere und auch wohl reinere Kupfer verschmilzt man zuvor im Schacht- oder Flammofen mit Schlacken, Kalk und Kohle auf Schwarzkupfer (Schmöllnitz[1]), unreinere setzt man bei den Steinschmelzungen zu oder verschmilzt sie mit Sodarückständen auf Stein (England) und die unreinsten giebt man ins Erzschmelzen (Schmöllnitz, Agordo). Von allen Methoden der Zugutemachung (im Gaarherd, Spleissofen, Zugflammofen, Krummofen und Hohofen) fand Hauch[2]) diejenige in Zugflammöfen hinsichtlich des Materialaufwandes und des Kupferausbringens am vortheilhaftesten. Die Schlacken von solchen Schmelzungen setzt man in England[3]) nochmals mit Sodarückständen in grossen Sumpföfen durch. Zuweilen dient das Cementkupfer in calcinirtem Zustande zur Darstellung von Kupfervitriol (Unterharz).

Analysen.

Analysen von Cementkupfer.[4])

	a.	b.	c.
Kupfer	99.886	—	—
Silber	Spr.	—	—
Eisen	0.055	—	—
Antimon . . .	—	0.24	0.16
Arsen	—	2.27	1.92
Kalk	0.059	—	—

a. Von Stadtbergen. b. und c. Armes und reiches C. von Agordo, deren Antimongehalt aus dem Fälleisen stammt, welches aus einem Schwefel, Blei und Antimon enthaltenden Spatheisensteine erblasen ist.

Mutterlaugen.

2. Mutterlaugen.[5]) Dieselben enthalten im Wesentlichen, je nach der Natur der angewandten Extractionsmittel und der Erze, Chloride oder Sulfate oder beide zusammen.

Sie gehen entweder in die wilde Fluth, nachdem sie wohl zuvor durch Einrühren von überschüssigem Kalk von Eisen und freier Säure behuf Schonung der Vegetation befreit worden (Stadtbergen); meist dienen sie zum Extrahiren des Kupfers (S. 193), nachdem den Sulfat enthaltenden Laugen zuvor durch Eindampfen und Krystallisiren Eisenvitriol entzogen worden (Linz, Stadtbergen). Chloride enthaltende Laugen hat man in feinen Strahlen in einen glühenden Flammofen auf Sand tröpfeln lassen, um behuf der Erzextraction Salzsäure zu gewinnen (Alderley Edge), oder man dampft die Laugen von der Eisenfällung (z. B. von Rösten der Kiesabbrände mit Kochsalz) in Flammöfen zur Trockne, calcinirt die Masse bei Luftzutritt, um Eisenchlorür in Chlorid zu verwandeln, laugt ein Gemisch von Kochsalz und schwefelsaurem Natron aus und benutzt dasselbe zur Sodabereitung (S. 190) (England[6]). Die aus den Laugen beim Circuliren in Sümpfen abgesetzten basischen Eisensalze werden getrocknet oder geglüht zu Farben verwandt (Schmöllnitz, Rammelsberg).

Schwefelwasserstoff als Fällungsmittel.

B. Schwefelwasserstoff. Derselbe kann, auf billige Weise dargestellt, vor Eisen ökonomische Vortheile gewähren, welche durch die Gewinnung nutzbarer Nebenproducte zuweilen sich noch erhöhen lassen, z. B. von Soda und schwefelsaurem Natron bei vorangegangenem chlorirenden Rösten mit Kochsalz (England). Das erfolgende Schwefelkupfer wird nach dem Abpressen in Filtirpressen[7]) entweder auf Stein[8]) verschmolzen oder nach vorheriger Röstung auf Schwarzkupfer oder Kupfervitriol verarbeitet.

Darstellung von SH.

Die Darstellung des Schwefelwasserstoffes kann geschehen:

a) Aus Kohlenwasserstoffgas und Schwefeldämpfen. Sinding[9]) leitet zu Foldal in Norwegen über in Oefen röstende und Schwefeldämpfe ent-

---

1) Oest. Ztschr. 1860, S. 413. 2) Oest. Ztschr. 1860, S. 390; 1866, No. 19. 3) B. u. h. Ztg. 1872, S. 150. 4) B. u. h. Ztg. 1865, S. 340; 1871, S. 35. 5) Oest. Ztschr. 1860, S. 365. 6) Dingl. 204, 306, 308. 7) Dingl. 204, 313. 8) Dingl. 204, 315. 9) B. u. h. Ztg. 1860, S. 439; 1862, S. 129.

lassende Kiese Leuchtgas und führt das unter Kohlenstoffabscheidung gebildete Schwefelwasserstoffgas in einen Fällraum, von dessen Decke die kupferhaltige Lösung herabtröpfelt.

b) Aus Schwefelnatrium und Kohlensäure. Gibb[1]) erzeugt Schwefelnatrium durch Erhitzen von 10 Thle. schwefelsaurem Natron mit 7 Thle. Kohle in einem Flammofen, Auslaugen der Masse, Einleiten von Kohlensäure — durch in einem Kalkbrennofen verbrennendes Kohlenoxydgas erzeugt — in dieselbe in einem bedeckten Gefäss mit durchlöchertem Losboden und Einführen des freigewordenen Schwefelwasserstoffs unter den Losboden eines bedeckten mit der kupferhaltigen Flüssigkeit versehenen Kastens (England).

c) Aus Schwefelbarium. Zersetzung desselben nach Wagner[2]) mittelst Salzsäure und Fällen von schwefelsaurem Baryt (Permanentweiss) aus der entstandenen Chlorbariumlösung, wo dann Salzsäure frei und wieder nutzbar wird.

Schwefelmetalle.

C. Schwefelmetalle. Als solche sind empfohlen, ohne jedoch praktische Anwendung gefunden zu haben, Schwefelbarium[3]), Schwefelnatrium[4]) Schwefelcalcium[5]), hydratisches Schwefeleisen[6]), feingemahlene Zinkblende, unterschwefligsaures Eisenoxydul[7]) u. A.

Kalkmilch als Fällungsmittel.

D. Kalkmilch. Dieselbe, bei eisenarmen Lösungen und hohem Eisenpreise von Becchi und Haupt[8]) in Anwendung gebracht, liefert kupferhaltige Niederschläge (Oxydhydrate oder Kupferoxychloride), welche beim Verschmelzen mit Kupferschlacken im Schachtofen oder besser Flammofen neben Schwarzkupfer bei einem Gypsgehalt der Masse Stein geben.

Dieser Process hat sich nicht immer rentabel gezeigt (Friedrich-Wilhelmshütte[9]), Braubach[10]).

Galvanische Fällung.

E. Galvanische Fällung.[11]) Dieses Verfahren liefert aus unreinem Material reines Kupfer ohne Erforderniss von Eisen, hat aber wegen kostspieliger Ausführung bislang keine allgemeinere Anwendung gefunden.

Beispiel.

Elkington[12]) bildet aus Schwarzkupfer als positivem Pol, reinem Kupfer als negativem Pol und Kupfervitriol als leitender Flüssigkeit Elemente, die elektrisch vereinigt und mit einem durch Dampf- oder Wasserkraft getriebenen Elektromagneten verbunden werden. Das aufgelöste Schwarzkupfer schlägt sich auf dem reinen Kupfer nieder und Beimengungen (Gold, Silber, Antimon, Arsen) gehen als Schlamm zu Boden. Patera[13]) empfiehlt eine galvanische Batterie zur Fällung des Kupfers aus Cementwässern.

Entstehung der C.

79. Beispiele für Cementwässer. Diese, von ihrer kittenden Eigenschaft in Berührung mit Luft so genannt, entstehen durch Vitriolisirung kiesiger Erze in Grubenräumen durch Einfluss von Wärme, Luftzug und Feuchtigkeit. Die Entkupferung derselben geschieht bald in der Grube selbst, bald werden sie zu Tage gehoben.

Schmöllnitz.

Schmöllnitz.[14]) Ueberleiten von Cementwässern mit 0.1—4 Grm. Kupfer im Liter über in 9—10 Lagen gitterartig aufgeschichtete Platten von grauem Roheisen und von Stabeisenabfällen in Fällungslutten, 3.16 M. langen, 0.32 M. breiten und 0.26 M. tiefen cascadenartig unter einander liegenden geneigten Behältern, öfteres Abfegen des Kupferschlieges und zeitweiliges Abwaschen der

---

1) Dingl. 204, 291, 309. 2) B. u. h. Ztg. 1868, S. 60. 3) Bgwfr. 1868, S. 414. 4) B. u. h. Ztg. 1856, S. 218; 1860 S. 111, 419. 5) Polyt. Centr. 1862, S. 1026. 6) B. u. h. Ztg. 1856, S. 217; 1860, S. 256. Oest. Ztschr. 1860, S. 365. 7) B. u. h. Ztg. 1856, S. 218. Oest. Ztschr. 1860, S. 365. 8) B. u. h. Ztg. 1858, S. 89, 90. 9) B. u. h. Ztg. 1862, S. 232. 10) B. u. h. Ztg. 1866, S. 82. 11) B. u. h. Ztg. 1853, S. 729; 1865, S. 204; 1867, S. 372; 1868, S. 172. Oest. Ztschr. 1858, S. 413. Dingl. 164, 185. Mechan. Magaz. N. S. 6, 289. 12) Polyt. Centr. 1867, S. 200. 13) B. u. h. Ztg. 1867, S. 372; 1868, S. 172. 14) Oest. Ztschr. 1860, S. 276, 382; 1867, S. 70. Berg- u. hüttenm. Jahrb. der Schemnitzer u. s. w. Bergakademie, pr. 1867, Bd. 17, S. 205. Kerl, Met. 2, 606.

Eisenstücke davon, Sammeln des Kupfers in einem Schliegkasten, Abzapfen der darauf stehenden Flüssigkeit und Gaarmachen des 12—86, durchschn. 50 Proc. Kupfer enthaltenden Productes; Gewinnung von Ocher und nach dessen Glühen von Englischroth aus den entkupferten Wässern. Verbrauch: 260 Thle. Eisen auf 100 Thle. aus den Schliegen dargestelltes Schwarzkupfer.

Anglesea. Anglesea.[1]) Fällen des Kupfers nach abgesetztem Eisenocher in Sümpfen durch Eisen bei grossem Verlust daran unter Bildung eines eisenreichen zum Steinschmelzen gegebenen Cementkupfers mit nur 15 Proc. Kupfer.

Rammelsberg. Rammelsberg.[2]) Fällen der Wässer unter Tage in geneigten Gerinnen mit alten Eisen (150—196 Thle. auf 100 Kupfer), Calciniren des Cementkupfers für die Vitriolbereitung.

Modificationen. **80. Beispiele für oxydirte Erze.** Die hierher gehörigen Methoden unterscheiden sich hauptsächlich durch das angewandte Auflösungsmittel; die Fällung geschieht durch Eisen.

1. Salzsäure als Lösungsmittel.

Stadtbergen. Stadtbergen.[3]) Kupfercarbonate im Kieselschiefer mit $^1/_2$—2 Proc. Kupfer; zur Mittelhütte Behandlung von Chargen von 29000 Kil. Erz mit 150 Kil. Salzsäure von 12—13° B., welche nachher mit Mutterlaugen verdünnt wird, in 7.85 M. langen, 3.14 M. breiten und 1.26 M. tiefen, mit Letten umstampften Holzbassins in einem Niveau unter Einblasen von Ventilatorwind (S. 194); methodisches Auslaugen des frischen Erzes (10—12 Tage) mit immer saurer werdenden Laugen, bis dieselben neutral geworden und 19—20° B. zeigen; Stehenlassen mit Wasser 12—15 St., dann Ablassen und 10—12 St. Nachtröpfeln; Ablassen der Laugen durch Gummischläuche ohne Hähne (S. 195) und Transport derselben durch Schöpfräder; Fällen des Kupfers in kreisrunden Holzgefässen von 3.77 M. Durchmesser und in quadratischen von 5 M. Seite mit Rührwerk (S. 196) durch altes Eisen, Ablassen, wenn letzteres aufgelöst, der Laugen und des Cementkupfers in Klärbassins, Abpumpen der ersteren behuf Benutzung zum Waschen der Erze, Waschen des Cementkupfers in einer in Wasser tauchenden Kupfertrommel mit 3 Mm. Löchern, Verwaschen des in einem Sumpf angesammelten siebfeinen Kupfers nach abgeschöpfter Flüssigkeit darüber auf einem Schlämmgraben von 2.5 M. Länge, 0.63 M. Breite und 0.63 M. Höhe; Raffiniren des verwaschenen Kupfers mit 80 Proc. Cu im Flammofen, Verschmelzen des Absatzes aus der Trübe nach dem Klären mit 15 Proc. Cu in einem Krummofen auf Schwarzkupfer, welches dem reinen Cementkupfer beim Raffiniren in einem Gasofen (S. 181) zugesetzt wird. Versetzen der eisenreichen Abgangslaugen mit überschüssiger Kalkmilch im Rührer, bis Blutlaugensalz kein Eisen in der Lösung mehr anzeigt, Einleiten der Trübe in Klärbassins, Entlassen des klaren Wassers in die wilde Fluth; Entfernung des eisenhaltigen Niederschlages. — Auffahren der ausgelaugten Erze zu grossen Halden im Freien in Bassins mit Scheidedämmen, Auslaugen mittelst Regenwassers, Ausfällen der 0.12—3grädigen Haldenlaugen durch Eisen, wobei ein unreineres Cementkupfer mit nur 20 Proc. Cu erfolgt zum Schmelzen auf Schwarzkupfer. Oberhütte in noch grösserem Massstabe und vollkommener eingerichtet; Lösungsgefässe von 90000 Kil. Inhalt, zweckmässigere Laugenförderung. Einrichtung bis zu 500000 Kil. Kupferproduction; jährliche Production 300000—350000 Kil., darunter 60000—75000 Kil. Haldenkupfer. Auf 100 Cu gehen 550—700 Salzsäure.

Linz. Linz.[4]) Aehnliche Erze und ähnlicher Process wie zu Stadtbergen.

Rheinbreitenbach. Josefshütte bei Rheinbreitenbach.[5]) Aehnliche Erze wie zu Stadtbergen; Aufstellung der Laugegefässe in 2 Niveaus; Transport der Laugen durch Pumpen; Fällen des Kupfers durch Eisenblechabfälle in Kästen mit Holzrost, Absieben der Eisenstücke vom Cementkupfer mit 47.5 Proc. Cu, Pressen des Cementkupfers, Gaarmachen im kleinen Herd oder Benutzung auf Kupfervitriol. Auf 100 Kupfer kommen 87,9 Fälleisen und 860 Salzsäure.

Alderley Edge. Alderley Edge.[6]) Auslaugen eines in Sandstein vorkommenden Erzgemenges von kohlensaurem, arsensaurem und phosphorsaurem Kupferoxyd in

---

1) B. u. h. Ztg. 1862, S. 413. 2) B. u. h. Ztg. 1854, S. 33. 3) Kerl, Met. 2, 612. Oest. Ztschr. 1871, S. 109. Ztschr. d. Ver. deutsch. Ingen. 16, 305. 4) Kerl, Met. 2, 610. 5) B. u. h. Ztg. 1864, S. 161. Taf. 4, Fig. 1—4. 6) Kerl, Met. 2, 613. B. u. h. Ztg. 1862, S. 18.

Sandsteinbehältern von 3.5 M. Länge, 2.6 M. Breite und 1.4 M. Tiefe mit Losboden bei 9135 Kil. Fassungsraum, wiederholtes Aufpumpen der Lauge, Befreiung derselben von Arsen durch Eisenlösung (S. 195), nochmaliger Aufguss derselben auf frisches Erz, Fällen des Kupfers durch Eisen, Benutzung der Abgangslaugen auf Salzsäure (S. 198).

2. Schwefligsaures Gas als Lösungsmittel.

Stadtbergen. **Stadtbergen**[1]) **zur Unterhütte.** Rösten von Schwefelkies in conischen, continuirlich gehenden Oefen und von Zinkblende in Gefässöfen (siehe Zink) (Fig. 106, 107). *a* muffelartige Kästen 1.57 M. lang, 0.31 M. breit und

Fig. 106.

Fig. 107.

157 Mm. hoch, zur Aufnahme von 25 Kil. Blende. *b* Roste, von denen aus die Flamme um die Kästen circulirt und durch *c* in den Schornstein gelangt. *d* Düsen, durch welche Ventilatorwind tritt, der die Oxydation begünstigt und die schweflige Säure durch die Canäle *e* nach *f* unter den gemauerten Rost von 0.94 M. tiefen Angriffskästen, in welchen sich die oxydischen Erze mit 1—2 Proc. Kupfer (die ärmeren werden mit Salzsäure behandelt S. 200) befinden, führt. Im Canal *f* mischt sich mit der schwefligen Säure durch *h* aus den Generatoren *g* kom-

1) B. u. h. Ztg. 1856, S. 218. Oest. Ztschr. 1871. S. 109. Ztschr. d. Ver. deutsch. Ingen. 16, 205.

mender Wasserdampf, beide gehen durch Contactwirkung in Berührung mit den Metalloxyden in Schwefelsäure über, welche das kohlensaure Kupferoxyd löst; Röstdauer 24 St., Auslaugen der 8—10 Tage so behandelten Erze mit Mutterlauge von Eisenvitriol oder schwacher Kupferlauge, bis dieselbe auf 22—26° B. angereichert und neutral geworden und die Rückstände nur noch $^1/_4$ Proc. Kupfer enthalten; Fällen von 100 Kupfer durch 100 Eisen; Gaarmachen des verwaschenen Kupfers mit 60 Proc. Kupfer; Verschmelzen der Trübe mit 15 Proc. Kupfer auf Schwarzkupfer; Eisenvitriolgewinnung aus der auf 38—40° B. eingedampften Fälllauge und Verwendung der davon erfolgenden Mutterlauge zur Erzextraction. Auf 100 Kupfer kommen 900 Schwefelkies und 1000 Blende. Für die ärmsten Erze unter 1 Proc. Kupfergehalt wendet man Salzsäure als Extractionsmittel unmittelbar neben der Grube an, indem erstere einen weiteren Transport nicht vertragen. Dieses Verfahren ist billiger.

Linz. Linz.[1]) Früher ähnlicher Process wie zu Stadtbergen, jetzt Salzsäurelaugerei.

Abweichungen. **81. Beispiele für geschwefelte Erze.** Der Unterschied hierher gehöriger Methoden ist in der Anwendung verschiedener Röstmethoden, Extractions- und Fällungsmittel für das Kupfer begründet.

Verwittern. 1. Verwittern der Erze und Extraction mit Wasser.

Riotinto. Riotinto.[2]) Verwitternlassen der Rückstände von in Haufen geröstetem und mit Wasser extrahirtem Schwefelkies mit etwa $3^1/_2$ Proc. Kupfer, Fällen des Kupfers durch Eisen, Zusammenfritten des angebatzten Cementkupfers durch Glühen auf dem Roste eines Windofens, dann Gaarmachen.

Oxydirendes Rösten und Extr. mit Wasser. 2. Oxydirendes Rösten und Extraction des Röstgutes mit Wasser. Das Rösten geschieht in verschiedenen Apparaten.

a) Haufenröstung.

Schmöllnitz. Schmöllnitz.[3]) Rösten der Kiese mit 0.5 Proc. Cu in Haufen von 224000 Kil. Inhalt während 6 Mon. bei Schwefelgewinnung, 8—10maliges Auslaugen, Erhitzen der Reichlauge von 32° B. in einem Treppenrostflammofen mit oberschlächtiger Feuerung behuf Fällung mit Eisen und Concentration der Lauge zur Eisenvitriolgewinnung, Gaarmachen der Cementschliege mit 38 Proc. Cu.

Foldal. Foldal[4]) in Norwegen. Rösten von Kiesen mit 0.5—1.5 Cu in 93—124 C.M. haltenden Haufen, nach Verwitternlassen an der Luft Auslaugen, Klären der Lauge, Fällen des Kupfers durch Schwefelwasserstoff (S. 198), Auswaschen des Schwefelkupfers auf mit Tuch überzogenen Sieben, Trocknen auf Stellagen, Abdestilliren des Schwefels und Schmelzen des Rückstandes im Schachtofen auf Stein.

b) Stadelröstung.

Spanien. Huelva[5]) in Spanien (Riotinto). Kernrösten von Kiesen mit $3^1/_2$ Proc. Cu früher in Haufen, jetzt in geschlossenen Stadeln (Fig. 69 S. 116) mit Schwefelgewinnung, Auslaugen, Aufbereiten des unlöslichen Rückstandes (Kern) auf einem Kehrherd, Rösten des Concentrirten, nochmaliges Laugen und Fällen durch Eisen.

Agordo. Agordo.[6]) Kernröstung von Erzen mit bis 4 Proc. Cu in Steyerschen Stadeln (Fig. 67 S. 115), Auslaugen der Rinden und Fällung des Kupfers im Flammofen mit oberschlächtiger Feuerung durch Eisen aus der Lauge, Schmelzen der Kerne mit reichen rohen Erzen (mit 4—8 Proc. Cu), Cementschlieg und Gaarkrätz auf Rohstein.

c) Schachtofenröstung.

Bottino. Bottino.[7]) Rösten von Kupferbleisteinen in Schachtöfen mit ab-

---

1) B. u. h. Ztg. 1860, S. 191. 2) B. u. h. Ztg. 1861, S. 289; 1862, S. 301; 1863, S. 300; 1864, S. 399. 3) B. u. h. Ztg. 1864, S. 68. Berg- u. hüttenm. Jahrb. der Bergakademie zu Leoben, Schemnitz u. s. w. pro 1867, Bd. 17, S. 208. 4) B. u. h. Ztg. 1860, S. 439; 1862, S. 129. Preuss. Ztschr. 14, 95. Kerl, Met. 2, 621. 5) B. u. h. Ztg. 1861, S. 289; 1862, S. 301; 1864, S. 399; 1865, S. 202. Berggeist 1871, No. 75; 1872, No. 105. 6) Kerl, Met. 2, 436, 615, 840. B. u. h. Ztg. 1862, S. 425; 1864, S. 104; 1865, S. 340. Berggeist 1860, No. 55. Engin. and min. Journ. New York 1872, No. 9, p. 131. 7) B. u. h. Ztg. 1868, S. 205.

wechselnden Brennmateriallagen, Auslaugen im Ofen selbst, Fällen des Kupfers durch Eisen.

3. Oxydirende Röstung und Extraction des Röstgutes mit flüssigen oder dampfförmigen Säuren, seltener mit Kochsalzlauge.

Oxydirende Röstung u. Laugung mit Säure.

a) Schachtofenröstung.

Rheinbreitenbach (S. 200) und Linz (S. 200). Rösten von Kiesen mit 2—3 Proc. Cu. in 3.14 M. hohen runden Oefen, mitten 941 Mm., oben und unten 471 Mm. weit, in abwechselnden Lagen mit Brennmaterial, Extraction des Röstgutes in Rheinbreitenbach mittelst Salzsäure, zu Linz früher mittelst schwefliger Säure und Wasserdämpfen, Fällen des Kupfers durch Eisen.

Rheinbreitenbach, Linz.

Lancashire.[1]) Abrösten spanischer Kupferkiese in Kilns behuf der Schwefelsäureerzeugung, Behandlung der Rückstände in Bleigefässen mittelst Schwefelsäure (Kammersäure) unter Zuleitung von Dampf, wobei das meiste Eisenoxyd ungelöst bleibt, Benutzung der Laugen erst auf Kupfervitriol, Ausfällen des Kupfers aus den Mutterlaugen davon durch Eisen, Calciniren des Cementkupfers und Sättigen saurer Kupfervitriollaugen mit dem Oxyd.

Lancashire.

Nevada.[2]) Nach Ramdohr: Rösten der Kiese in gepulvertem Zustande in Stetefeldts Ofen (S. 118), Auflösung eines Theils des Erzes in Schwefelsäure, Reduction eines anderen mit Kohle zur Erzielung eines kupferhaltigen Eisenschwammes, welcher zum Fällen des Kupfers dient, Auspressen und Schmelzen des Cementkupfers, Calcination des schwefelsauren Eisenoxydes aus den Mutterlaugen zur Gewinnung von Schwefelsäure und Eisenoxyd, welches durch Reduction mit Kohle in Stabeisen oder Stahl verwandelt werden kann; Extraction eines etwaigen Gold- und Silbergehaltes aus den Laugereirückständen durch Amalgamation.

Nevada.

b) Flammofenröstung.

Skofia[3]) in Oberkrain. Rösten von oxydirten und geschwefelten Erzen mit 1.37 Proc. Cu im Doppelflammofen, Behandlung mit schwefliger Säure (durch Rösten von Kiesen in Kilns erzeugt) und Wasserdampf, Zerlegung der Lauge von 20—30° B. durch Eisen, Gaarmachen des noch feuchten Cementkupfers im kleinen Herd und Versieden der Mutterlauge auf Eisenvitriol.

Skofia.

Braubach.[4]) Todtrösten der zu wiederholten Malen concentrirten kupferhaltigen Steine aus der Bleiarbeit (S. 80), Eintragen des feinen Pulvers in Salzsäure, welche sich in mit Rührer versehenen grossen Steinzeuggefässen befindet. Ablassen der Masse in eine Verdünnungsbütte unter Wasserzusatz, Abziehen der klaren Flüssigkeit vom Bodensatz (Blei, Silber, Gold zur Bleiarbeit) in ein Klärbassin, Filtriren der Lauge durch Kupfer, um etwa aufgelöstes Silber und durch Wasser präcipitirtes Antimon zurückzuhalten, Fällen des Kupfers durch Eisen in einem Rührapparat (S. 196), Klären der selten noch sauren Laugen, Schmelzen des Cementkupfers im Schachtofen und Raffiniren des Schwarzkupfers.

Braubach.

Stefanshütte.[5]) Rösten von Kupferspeise mit Lech, Extraction mit warmer concentrirter Kochsalzlauge, Filtriren, Fällen des Silbers durch Kupfergranalien, des Kupfers durch Eisen, Einschmelzen des Cementkupfers im Spleissofen mit etwas Oberlech, Gaarmachen des Schwarzkupfers im Spleissofen; Versetzen der Mutterlaugen mit Kochsalz und abermalige Verwendung zur Extraction, Verlechung der noch 6—8 Proc. Cu enthaltenden Rückstände unter Abscheidung von Speise. (Die Silberextraction findet auch ohne vorherige chlorirende Röstung statt.)

Stefanshütte.

4. Chlorirendes Rösten und Extraction des Röstgutes mit Wasser und Säuren.

Chlorirendes Rösten.

Avanza[6]) in Venetien. Rösten von Fahlerzen in zweiherdigen Flammöfen mit Schwefelkies und Seesalz, Extraction des Chlorsilbers mit erhitzter

Avanza.

---

1) B. u. h. Ztg. 1863, S. 140. 2) B. u. h. Ztg. 1871, S. 65. 3) B. u. h. Ztg. 1863, S. 440; 1869, S. 363; 1872, S. 200. 4) B. u. h. Ztg. 1866, S. 82. 5) B. u. h. Ztg. 1866, S. 82, 133. 6) B. u. h. Ztg. 1866, S. 218, 287.

Kochsalzlauge (Fällen des Silbers durch Kupfer und Amalgamation des Cementsilbers), Fällen des Kupfers in Luttenkästen durch Eisen, Schmelzen des Cementkupfers im Flammofen mit Treppenrost und Gaarmachen im kleinen Herd; Kupferextraction vollständiger als durch Eisenchlorid.

England. England.[1]) Chlorirendes Rösten von Schwefelkiesrückständen (S. 189), Extraction erst mit Wasser, dann mit Condensationswässern (Salzsäure S. 191), Fällen durch Eisen in Rührapparaten (S. 196) oder durch aus Schwefelnatriumlösung durch Kohlensäure erzeugten Schwefelwasserstoff (Nebengewinnung von Soda), Pressen des Schwefelsilbers in einer Filterpresse (S. 199), Schmelzen auf Stein im Flammofen, Eindampfen der kupferfreien Mutterlauge in einer Pfanne mit oberschlächtiger Feuerung, Calciniren der im Wesentlichen aus Natronsulfat bestehenden Masse und Verwendung derselben zur Schwefelnatriumbereitung, verschiedene Verwendung der Extractionsrückstände (S. 195). Ein ähnliches Verfahren ist zu Oker[2]) eingerichtet.

Mátra. Mátraer Hütte.[3]) Chlorirendes Rösten der in Kilns vorgerösteten und zerkleinten Fahlerze, Bleierze und Kiese in einem Fortschaufelungsofen unter Verflüchtigung von Antimonchlorid, Auslaugen mit etwas Salzsäure enthaltendem Wasser, Fällen des Kupfers durch Eisen, Pressen des Cementkupfers. (Ausziehen des Silbers durch kalte Kochsalzlauge.)

III. Silber.

82. Silbererze.[4]) Die Gewinnung des Silbers geschieht theils aus eigentlichen Silbererzen, theils aus Erzen, welche Silber nur als Nebenbestandtheil enthalten.

Silbererze. a. Eigentliche Silbererze und zwar

Gediegen Silber mit bis 99.8 Ag, zuweilen Au, Cu, Sb, As und Fe enthaltend. (Kongsberg[5]), Andreasberg, Freiberg, Obernsee[6]), Californien, Altai, Chile.)

Silberamalgam, $Ag_2 Hg_3$ bis Ag Hg mit 26.5—35 Ag (selten 43—63 Proc., Chile).

Antimonsilber Ag_2Sb bis Ag_6Sb mit 64 bis 84 Ag (Andreasberg, Wolfach, Allemont, Chile, Mexico).

Tellursilber Ag Te oder Ag_2 Te, ersteres mit 61 Ag (Californien[7]), Siebenbürgen, Altai), häufig goldhaltig.

Silberglanz (Geschmeidig Glaserz) $\dot{A}g$ oder Ag_2S mit 87 Ag. (Freiberg, Schemnitz, Kongsberg, Andreasberg, Altai, Mexico, Chile.)

Sprödglaserz (Melanglanz) $\dot{A}g_5\ddot{S}b$ oder Ag_5SbS_4 mit 68.5 Ag, zuweilen geringe Menge Fe, Cu und As enthaltend (Andreasberg, Freiberg, Böhmen, Schemnitz, Mexico).

Miargyrit $\dot{A}g\ddot{S}b$ oder $AgSbS_2$ mit 36.9 Ag (Freiberg, Spanien, Mexico).

---

1) B. u. h. Ztg. 1871, S. 719; 1872, S. 147. Oest. Ausstell. Ber. Wien 1868, 9. Lief. S. 31. 2) B. u. h. Ztg. 1872, S. 156. 3) B. u. h. Ztg. 1872, S. 50. Ersvorkommen: B. u. h. Ztg. 1866, S. 1. 4) Kerl, Met. 4, 1. Kerl, Repertor. d. techn. Literatur 2. Bd. S. 379. 5) Berggeist 1871, No. 62, 100. 6) B. u. h. Ztg. 1865, No. 44; 1871, S. 322. 7) B. u. h. Ztg. 1865, S. 374.

Dunkles Rothgiltigerz (Antimonsilberblende, Pyrargyrit) $\dot{Ag}_3 \ddot{Sb}$ oder $Ag_3 Sb S_3$ mit 59 Ag, zuweilen arsenhaltig (Andreasberg, Freiberg, Wolfach und Wittichen in Baden, Cornwall, Kongsberg, Mexico).

Lichtes Rothgiltigerz (Arseniksilberblende). $\dot{Ag}_3 \ddot{As}$ oder $Ag_3 As S_3$ mit 65.4 Ag (Vorkommen wie Pyrargyrit, nur seltener, zuweilen antimonhaltig).

Polybasit (Eugenglanz), $\dot{Ag}_9 \ddot{Sb}$ oder $Ag_9 Sb S_6$ mit 64 bis über 72 Ag; für Ag treten zum Theil Cu, weniger Fe und Zn, für Sb zum Theil bis vollständig As auf. (Andreasberg, Freiberg, Schemnitz, Joachimsthal, Mexico.)

Kupfersilberglanz $\dot{Cu}\,\dot{Ag}$ oder Cu Ag S mit 53 Ag und 31 Cu. (Schlesien, Altai, Chile.)

Silberkerate[1]), und zwar Horn- oder Chlorsilber, Ag Cl mit 75.2 Ag (Mexico, Chile, Peru, Altai, seltener in Freiberg, Kongsberg).

Bromsilber (Bromit) Ag Br mit 58 Ag (Mexico, Chile) und Jodsilber (Jodit), Ag J mit 46 Ag (Mexico, Chile).

Dürrerze sind Gemenge von eigentlichen Silbererzen mit erdigen Substanzen, denen ausser silberhaltigen auch andere geschwefelte Erze beigemengt sein können (kiesige, blendige, kupferhaltige D.)

Silberhaltige Erze.

b. Silberhaltige Erze, von denen die oxydirten silberärmer zu sein pflegen, als die geschwefelten, von letzteren am ärmsten die eisenhaltigen, dann folgen die zink-, kupfer- und bleihaltigen.

Bleierze. Bleiglanz (S. 1) dient häufig zur Silbergewinnung; oxydirte Bleierze meist silberarm (Verschmelzen antimonreicher oxydischer Erze mit 0.33 Proc. Ag zu Montezuola). — Kupfererze (S. 105) im oxydirten Zustande meist silberarm, desgleichen die nicht mit Bleiglanz oder Silbererzen vorkommenden geschwefelten Kupfererze, bis auf Fahlerze, welche zuweilen in eigentliche Silbererze übergehn (Weissgiltig oder Silberfahlerz mit 18—32 Ag. Freiberg, Wolfach). — Zinkerze dienen selten zur Silbergewinnung; Zinkblende meist silberarm, kann einen grösseren Silbergehalt durch beigemengte Silber- und Bleierze erhalten, ist aber zuweilen an und für sich silberreicher. (Die Blende von Pontpéan[2]) enthält in 1000 Kil. 1000—1500 Grm. Ag, etwa 5mal mehr, als der gleichzeitig damit einbrechende Bleiglanz, Poullaouener schwarze Blende 20mal so viel Silber; auch in Mexico[3]) giebts silberreiche Blenden.) — Schwefel- und Magnetkiese, meist silberarm, lassen, als Zuschlagserze benutzt, ihren Silbergehalt zum Theil gewinnen. — Arsenik- und Antimonerze meist silberarm, wenn nicht eigentliche Silbererze beigemengt sind (Andreasberg). — Wismuth-, Kobalt- und Nickelerze können einen gewinnungswürdigen Silbergehalt durch beigemengte Silbererze erhalten (Joachimsthal[4]), Brixlegg[5]).

Aufbereitung.

Die Aufbereitung der Silbererze muss wegen ihres im Vergleich zu den Beimengungen verhältnissmässig geringen specifischen Gewichtes sehr sorgfältig geschehen, falls man behuf Vermeidung mechanischer Verluste überall nicht vorzieht, ein unaufbereitetes ärmeres Haufwerk zu verschmelzen.

---

1) Chilesische Kerate in B. u. h. Ztg. 1859, S. 452; 1860, S. 187; 1861, S. 308. 2) Kerl, Met. 2, 5, 629. B. u. h. Ztg. 1862, S. 9; 1870, S. 190. 3) American Journ. of mining 1868, Vol. 5, No. 11. 4) Kerl, Met. 4, 301. 5) B. u. h. Ztg. 1868, S. 223.

In armen schwerspäthigen Erzen hat man den Silbergehalt dadurch anzureichern versucht, dass man dieselben mit Kohle im Flammofen glüht und das gebildete Schwefelbarium durch Wasser extrahirt.[1]) Bei längerem Liegen an der Luft können sich Silbererze zersetzen.[2])

83. Silbergewinnungsmethoden.[3]) Die Darstellung des Silbers aus Erzen und Hüttenproducten kann geschehen:

Verbleiung.

1) Auf trocknem Wege durch Verbleiung. Sowohl metallisches Blei, als Bleioxyd und Bleisulfat haben die Eigenschaft, das Silber aus seinen Verbindungen mit Schwefel, Antimon, Arsen, mit Metallen, z. B. Kupfer, und mit Säuren, z. B. aus Silbersulfat abzuscheiden, worauf sich das freigemachte Silber mit einem Ueberschusse des Bleies zu Werkblei[4]) verbindet.

a. $\begin{cases} \dot{Ag} + x\ Pb = x\ Ag\ Pb_x + \dot{Pb} \text{ oder} \\ Ag_2S + x\ Pb = Ag_2\ Pb_x + PbS. \end{cases}$

b. $\begin{cases} \dot{Ag} + 2\dot{Pb} = Ag\ Pb_2 + \ddot{S} \text{ oder} \\ Ag_2\ddot{S} + 2PbO = Ag\ Pb + SO_2. \end{cases}$

c. $\begin{cases} \dot{Ag} + \dot{Pb}\ddot{S} = Ag\ Pb + 2\ddot{S} \text{ oder} \\ Ag_2S + PbSO_4 = Ag_2\ Pb + 2SO_2. \end{cases}$

d. $\begin{cases} \dot{Ag}\ \ddot{S} + 3Pb = Ag\ Pb + 2\dot{Pb} + \ddot{S} \text{ oder} \\ Ag_2SO_4 + 3Pb = Ag_2\ Pb + 2PbO + SO_2. \end{cases}$

Silberkerate werden von Bleioxyd rasch zersetzt.

Aus dem Werkblei wird entweder durch ein oxydirendes Schmelzen (Abtreiben) unter Bildung von Bleioxyd (Glätte) das Silber in mehr oder weniger reinem Zustande als Blicksilber abgeschieden und dieses durch ein nochmaliges oxydirendes Schmelzen (Feinbrennen, Feinschmelzen, Raffiniren) in völlig reinen Zustand (Feinsilber, Brandsilber, raffinirtes Silber) versetzt; oder man gewinnt durch den Pattinson'schen Krystallisationsprocess bei niedriger Temperatur daraus gleich eine verhältnissmässig grosse Menge sehr reinen und silberarmen Handelsbleies und treibt nur den mit Silber bedeutend angereicherten Rest des Werkbleies ab, oder es wird dem letzteren durch Zink (Parkes' Zinkprocess) das Silber entzogen, das entarmte Blei raffinirt und aus dem silberhaltigen Zink auf verschiedene Weise das Silber gewonnen.

Werth des Processes.

Die Verbleiung der Erze und Hüttenproducte zur Extraction ihres Silbergehaltes ist zwar ein ganz allgemein anwendbarer Process, giebt aber je nach dem Verbindungszustande des Silbers mehr oder weniger grosse Metallverluste bei einem bedeutenden Aufwand an Brennmaterial und Zeit, letzterer hauptsächlich veranlasst durch das Entstehen zahlreicher Zwischenproducte (Saigerung, Abdarrprocess u. s. w.). Man hat deshalb neuerdings, wo die Erzbeschaffenheit solches zulässt, den trocknen Weg häufig durch den rascher und mit geringeren Verlusten zum Ziele führenden nassen Weg ersetzt oder mit diesem combinirt.

Nasse Processe.

2) Auf nassem Wege. Das Silber wird entweder auf trockenem oder nassem Wege in einen Zustand versetzt, in welchem sich

Amalgamation.

dasselbe mit Quecksilber verbindet und dann aus dem Amalgam

---

1) B. u. h. Ztg. 1863, S. 114, 269. Oest. Ztschr. 1862, No. 49, 50; 1863, No. 1. 2) Freiberger Jahrb. 1843. 3) Phillips, the Mining and Metallurgy of Gold and Silber. London, Spon. — Literatur in Schubarth's und Kerl's Repertor. der techn. Literatur. 4) Analysen von Werkblei in Kerl's Met. 1, 734. B. u. h. Ztg. 1863, S. 90; 1869, S. 426; 1870, S. 246; 1871, S. 145.

durch Glühen gewinnen lässt (Amalgamation); — oder man scheidet das Silber, nachdem es in Lösung gebracht, aus dieser durch Kupfer (Augustin's und Ziervogel's Methode) metallisch oder durch Schwefelnatrium als Schwefelmetall (Methoden von Patera, Kiss u. s. w.) oder durch Salzsäure als Chlorsilber aus (Patera's Verfahren); — oder man zieht durch Säuren die Begleiter des Silbers aus und verarbeitet den silberreichen Silberschlamm auf trocknem oder nassem Wege (Säureextraction). Auflösungs- und Fällungsprocesse. Säureextraction.

Die Processe dieser Art erfordern, wenn sie ein ökonomisch günstiges Resultat geben sollen, meist Erze von einem gewissen Grade der Reinheit (störend influiren besonders Antimon, Arsen, Blei, auch wohl Zinkblende); nur die Säureextraction ist einer allgemeineren Anwendung, namentlich bei unreinerem kupferhaltigen Material fähig. Während mittelst Bleies sich Gold und Silber gleichzeitig gewinnen lassen, so gestatten solches die nassen Processe nur theilweise (Methode von Patera und Rössner, Säureextraction). Elektrochemische Processe[1]) haben keine allgemeinere Anwendung gefunden. Werth der Processe.

Silberproduction in 1500—1848 = 1470.000.000 Kil. à 30 Thlr.; in 1849—1866 = 18.900.000 Kil., Zunahme derselben neuerdings wegen der Quecksilbergewinnung in Californien für mexicanische und südamerikanische Erze, Entdeckung reicher Erze in den Ver. Staaten und des Aufschwunges in Spanien. Silberproduction.

I. Abtheilung.

Trockne Processe. (Verbleiung.)

84. Allgemeines. Die hierher gehörigen Processe zerfallen in die Darstellung von Werkblei und die Abscheidung des Silbers aus letzterem. Umfang der Processe.

1. Abschnitt.

Darstellung von Werkblei.

85. Allgemeines. Bei Auswahl der zu wählenden Zugutemachungsmethode sind ausser lokalen Verhältnissen hauptsächlich massgebend die Art des silberhaltigen Materials (Erze, Leche, Speisen, Schwarzkupfer), deren Silbergehalt und fremde Beimengungen. Auswahl der Methode.

1. Capitel. Verbleiung von Erzen.

86. Verbleiungsmethoden. Dieselben können je nach der Reichhaltigkeit der Erze folgende sein:

A. Reiche Silbererze und zwar: Reiche Erze.

1. Gediegen Silber.

a) Einschmelzen in Tiegeln von Graphit oder feuerfestem Thon unter Zusatz von Flussmitteln (Potasche, Glas, Borax, Soda),

1) Dingl, 133, 213.

etwas Eisen behuf Zerlegung etwa vorhandenen Schwefelsilbers und von etwas Blei oder besser Glätte, welche letztere die Verschlackung erdiger Bestandtheile begünstigt. Die Zersetzung ist um so vollkommener, je weniger Kupfer vorhanden.

Beispiele. Kongsberg. Aelteres Verfahren in Kongsberg.[1]) Schmelzen von ged. Silber mit 90 Proc. Ag mit 3 Proc. Eisenfeile, Quarz und 1 Proc. Borax in Quantitäten von 150 Kil. in Graphittiegeln in einem Zugofen, Feinbrennen des bleihaltigen Silbers und Abgabe der von Silberkörnern befreiten Schlacke an die Roharbeit.

China. China.[2]) Schmelzen reicher Erze in Tiegeln in einer Art Sefströmofen.

b) Feinbrennen.

Beispiel. Kongsberg. Jetziges Verfahren zu Kongsberg.[3]) Einschmelzen des quecksilberhaltigen gediegenen Silbers mit etwas Eisendraht und $^3/_4$ Proc. granulirtem Blei in einem Flammofen mit beweglichem Test, wiederholtes Einrühren von Kalkstein und Abziehen der Krätze, Feintreiben in gewöhnlicher Weise. Das Quecksilber (etwa 2 Proc.) lässt sich nur in der stärksten Hitze verflüchtigen und nimmt Silber mit fort, trägt aber zur Reinigung des Silbers bei, so dass das erfolgende Silber im granulirten Zustande besonders für photographische Zwecke sehr geeignet ist.

c) Eintränken beim Abtreiben, welchem einfachsten Verfahren auch unterworfen werden

2. Silbererze oder Producte mit einem Gehalt an Antimon, Arsen, Schwefel. Nachdem der Abstrich vom Werkblei entfernt, fügt man aus einem eisernen Löffel bei Abstellung des Gebläses das Silbererz zu und feuert scharf, wobei dasselbe abröstet und vom metallischen Blei und Bleioxyd seines Silbergehaltes beraubt wird, während die erdigen Bestandtheile nach dem Anlassen des Gebläses eine bleiische, mit dem Streichholz abzuziehende und zur Bleiarbeit kommende Schlacke geben, worauf das Treiben seinen gewöhnlichen Verlauf nimmt. Aermere Erze erzeugen zu viel Schlacke.

Beispiele. Andreasberg. Andreasberg.[4]) Zusatz von 50—100 Kil. Silbererz mit über 10 Proc. Ag. zu 5000 Kil. Werkblei nach genommenem Abstrich, scharfes Feuern während 1 St. und Abziehen der Schlacke. Aehnliches Verfahren in Freiberg.

Lautenthal. Lautenthal. Eintränken von 175—200 Kil. silberreichen zinkischen Oxyden vom Wasserdampfen des Zinkschaumes (§. 85, 94) in 6000 Kil. Werkblei, nachdem die Abstrichperiode eingetreten ist.

Poullaouen. Poullaouen.[5]) Eintränken von rother Erde (Quarzsand und eisenschüssiger Thon mit Silberkeraten, Schwefel- und Gediegen Silber) mit über 2 Proc. Ag in der Glättebildungsperiode.

Auch für californisches Tellursilber[6]) ist das Eintränken vorgeschlagen und Fuller[7]) presst Silbererze durch Blei.

Mittelreiche Silbererze. B. Mittelreiche Silbererze. Verschmelzen derselben mit Bleierzen oder bleiischen Zuschlägen und Flussmitteln in Schachtöfen nach Art der Niederschlagsarbeit oder ordinären Bleiarbeit (S. 30), wobei das Silber vom Blei gedeckt sein und bei rohen Bleierzen auf den passenden Eisenzuschlag Rücksicht genommen werden muss.[8])

Beispiele. Andreasberg. Andreasberg.[9]) Verschmelzen eigener und amerikanischer gold- und silberhaltiger Erze, wobei man so viel bleiische Zuschläge giebt, dass bei Erzen

---

1) Kerl, Met. 4, 56. B. u. h. Ztg. 1855, S. 49, 99; 1858, S. 101; 1866, S. 172, 250. Preuss. Ztschr. 14, 96. 2) B. u. h. Ztg. 1872, S. 399. 3) B. u. h. Ztg. 1855, S. 117; 1862, S. 437. Berggeist 1872, No. 3. Kerl, Met. 4, 58. 4) Kerl, Oberharz. Hüttenpr. 1860, S. 694. 5) B. u. h. Ztg. 1859, S. 351. 6) Ebend. 1865, S. 374. 7) Ebend. 1868, S. 104. 8) Ebend. 1857, S. 51. 9) Preuss. Ztschr. 20, 156.

mit 0.2—0.5, 0.5—1.0 und über 1.0 Proc. Ag Werkbleie mit resp. 0.5, 1.0 und 1—2 Proc. Ag entstehen. Beschickung für 100 Kil. goldhaltige Erze: 75 bleiische Vorschläge, 20 Unterharzer Kupfererzschlacken, 29 gerösteter Bleistein, 287 Bleischlacken bei Durchsatz von 6600 Kil. Beschickung im 4förmigen Rundofen (S. 52) in 24 St. mit 7.4 Beschickung auf 1 Cokes; Beschickung für goldfreie Erze: 50 bleiische Vorschläge, 48 Unterh. Schlacken, 31 geröst. Bleistein, 211 Schlacken bei 6650 Kil. Durchsetzquantum und Verbrauch von 1 Cokes auf 7.2 Beschickung.

Man erhält silberarme Schlacken und Bleistein, in welche das Gold in verhältnissmässig geringerer Menge eingeht, als das Silber; es berechnet sich der Goldgehalt auf Silber bezogen in dem direct ausgebrachten Silber zu 0.887, im Silber von der Steinarbeit (1. Durchstechen) 0.140, im Silber von der Probirung der Schlacken 0.277, im Silber aus dem Ofenrauch 0.300 Proc. — Beschickung für die Bleisteinarbeit: 100 Stein, 38 bleiische Vorschläge, 170 Schlacken; Durchsetzquantum von 6050 Kil. Beschickung in 24 St.; auf 1 Kil. Cokes 7.7 Kil. Beschickung. Rösten des Steines in mit Condensationscanälen versehenen Schachtöfen von 23.4 Proc. auf 5 Proc. Schwefelgehalt. — Verschmelzen alter Haldenschlacken auf Werkblei und Stein. — Analysen von Schlacken:

	a.	b.	c.	d.
Kieselsäure . .	42.4	40.9	30.15	47.75
Eisenoxydul .	13.7	24.7	38.50	18.90
Thonerde . . .	19.5	15.3	15.90	21.20
Kalkerde . . .	12.6	8.8	10.03	6.00
Magnesia . . .	7.1	6.6	1.05	2.90
Kupferoxydul .	—	0.27	0.50	—
Bleioxyd . . .	1.2	1.25	3.55	2.25
Silber	0.0025	0.0030	0.003	0.001
Arsen ú. Antimon	—	—	—	Spr.

a. Von goldhaltigen Erzen. b. Von goldfreien Erzen. c. Von der Steinarbeit. d. Vom Haldenschlackenschmelzen.

Die neueste Rundofenconstruction von Kast auf den Oberharzer Hütten ist 5förmig (Fig. 108, 109). *A* Ofenschacht, 5.33 M. hoch über den Formen, 0.941 M. unten weit, 1.569 M. oben weit bei 0.785 M. hoher Lage der Formen über der Herdsohle. *a* Herdsohle. *b* Sohlstein. *c* Formen. *d* Rauchmantel. *e* Chargiröffnung. *f* Flugstaubkammer. *g* Vorherd mit Sumpf. *h* Stechherd. *i* Wasserzuleitung. *k* Wasserableitung. *m* Windleitung. *n* Vorderpfeiler, 1.255 M. breit und 0.785 M. dick. *o* Hinterpfeiler 1.255 M. breit und dick. *p* Kerngemäuer 2.10 M. breit und 1.96 M. dick. *q* Formgewölbe 1.098 M. breit.

Brixlegg. Brixlegg (Tyrol).[1]) Nach C. Balling Verschmelzen Silber, Kupfer, Nickel, und Kobalt enthaltender Erze, sowie Silber und Gold enthaltender Kiese im 6förmigen Rundofen von 6.3 M. Höhe, 1.5 M. Weite oben und 1.2 M. unten mit im Fortschaufelungsofen gerösteten Bleierzen, wobei Rohlech, Speise, Werkblei und Schlacke erfolgen; Durchsetzen des gerösteten Rohleches mit gerösteten Bleierzen und bleiischen Treibproducten behuf Entsilberung und Entgoldung auf Reichlech, Werkblei und Schlacke; Verschmelzen des gerösteten Reichlechs auf silberhaltiges Schwarzkupfer und Extraction desselben mittelst Schwefelsäure; Abtreiben des Werkbleies und Concentration der partiell gerösteten Rohspeise.

Californien. Californien.[2]) Stetefeldt empfiehlt Tellursilbererze, welche für sich geröstet leicht schmelzen und leichtschmelzige tellurige Säure geben, die sich in hoher Temperatur verflüchtigt, mit Bleierzen im Flammofen zu rösten, dann mit Eisenerzen oder goldhaltigen Schwefelkiesen und etwas Kalk auf Werkblei zu verschmelzen.

Montezuma. Montezuma.[3]) Verschmelzen eines aus 51.94 Antimonoxyd, 40.89 Bleioxyd, 0.33 Silber, 0.60 Eisenoxyd, 1.66 Rückstand und 4.58 Wasser bestehenden Erzes im Montezumaofen (3förmiger Schachtofen mit oblongem Querschnitt, 12—13 Tons Beschickung haltend) auf Antimonblei, Raffiniren desselben im Flammofen mit Eisenpfanne unter Verflüchtigung von bleihaltigem Antimonoxyd (Verschmelzen auf Hartblei), Abtreiben des raffinirten Bleies im englischen Treibofen.

Aehnliche Processe zu Allemont, Freiberg, auf den ober- und niederungarischen Hütten, in Mexico[4]) u. a.

1) C. Balling, die Montanindustrie in Tyrol. Wien 1872, S. 27. 2) B. u. h. Ztg. 1865, S. 374. 3) Hague, Mining Industry. Washington 1870, S. 300, Taf. 25. 4) B. u. h. Ztg. 1872, S. 134.

Arme Silbererze. Roharbeit.

C. Arme Silbererze (Dürrerze). Dieselben werden, da sie bei directer Verbleiung ein zu armes Werkblei bei viel blei- und silberreicher Schlacke geben würden, der Roharbeit unterworfen,

Fig. 106.

d. h. mit Schwefelkies (falls die Erze nicht solchen schon in genügender Menge enthalten) oder bei Mangel daran mit schwefelhaltigen Substanzen (Schwerspath[1], Glaubersalz, Sodarückständen) und Flussmitteln zusammen geschmolzen, wobei sich fremde Metalloxyde und Erden verschlacken, während das Silber bei seiner grossen Verwandtschaft zum Schwefel in dem entstehenden Rohstein, im Wesentlichen Schwefeleisen, sich anreichert, der dann durch Blei weiter entsilbert wird. Der Process gelingt am besten, wenn man eine sich dem Bisilicat nähernde eisen- und kalkhaltige Schlacke erzeugt, aus welcher sich der Rohstein gut separirt, sowie Beschickungen herstellt, welche 30—50 Proc. Rohstein mit 0.16—0.2 Proc. Ag liefern.

Da immer etwas Rohstein den Schlacken mechanisch anhaftet, so darf ersterer nicht zu silberreich sein. Um obiges Rohsteinverhältniss zu erzielen, muss der Zuschlagskies oder ein kiesiges Silbererz durch die Rohsteinprobe unter Verschlackung des etwaigen Erdengehaltes auf den Gehalt an Einfach-Schwefeleisen oder auf den Schwefelgehalt (Lend[2]) geprüft werden. Es empfiehlt sich behuf Herstellung einer passenden Beschickung und der Bestimmung fremder Schwefelmetalle, welche auf die Silberansammlung günstig oder schädlich wirken, Erze und Zuschläge analytisch zu untersuchen.[3]) Während Kupferkies die Ansammlung des Silbers im Stein begünstigt, aber demnächst die Abscheidung des ersteren aus letzterem durch Blei um so mehr erschwert, je höher der Kupfergehalt, so wirken Arsenkies und Zinkblende stets schädlich, indem sie die Ansammlungskraft des Schwefeleisens schwächen, die Silberverflüchtigung begünstigen, letztere auch strengflüssige Schlacken und zinkische Ansätze giebt. Bei kupferreichen Producten sucht man

1) Bgwfrd. Bd. 16, No. 7. 2) Oest. Ztschr. 1862, S. 306. 3) Oest. Ztschr. 1857, S. 1.

wohl durch grössere Kieszuschläge den Kupfergehalt herabzubringen (Altai) Bei der Roharbeit werden zuweilen metallhaltige Abfälle (Schlacken, Krätzen) zweckmässig zugesetzt (Freiberger Schlackenarbeit). Durch die Zuschlagskiese kann Gold, Selen und Tellur in den Rohstein kommen (Kongsberg) Um nicht zu viel und zu armen Stein zu erhalten, kann sich eine theilweise Röstung der Kiese empfehlen, wodurch auch das Zink als Oxyd verschlackbar gemacht wird.

Fig. 109.

Schmelzöfen.

Das Schmelzen geschieht seltener in Flammöfen (z. B. bei blendigen Erzen und billigen rohen Brennmaterialien), als in Schachtöfen bald mit geraden Wänden (Ungarn), bald von der Gestalt der Eisenhohöfen (Lend), der Vogl'schen (früher in Freiberg) und der Pilz'schen Oefen (jetzt in Freiberg), meist als Sumpföfen zugemacht und je nach der Strengflüssigkeit der Beschickung, dem Zinkgehalt der Erze, der Beschaffenheit des Brennmaterials mehr oder weniger hoch, bei zinkischen Erzen[1]) z. B. weniger hoch. Erhitzte Gebläseluft kann zu Brennstoffersparung, einer grösseren Production und längeren Schmelzcampagnen führen (Kongsberg, Zsarnowitz).

In Freiberg[2]) gewährten Flammöfen den Wellnerschen Doppelöfen (S. 32) gegenüber Vortheile; auch sind sie auf Zancudohütte[3]) in Anwendung In Swansea hat man beim Verschmelzen silberhaltiger Rückstände von der Zinkgewinnung aus Blende mit Schwefelkies einen Flammofen mit gegen die Feuerbrücke geneigtem Herd angewandt, von welchem durch einen Schlitz vor letzterer Schlacke und Stein abfliessen.

Als Producte beim Schmelzen erfolgen hauptsächlich: Schmelzproducte.

1. Rohstein[4]), entsprechend dem Ausdrucke $\dot{R}_2\,\ddot{R}$ oder $\dot{R}_3\,\ddot{R}_2$, worin R = Fe, Zn, Ag, Pb und R = Fe, Cu, Pb, und beispielsweise von folgender Zusammensetzung:

1) B. u. h. Ztg. 1867, S. 33. 2) Kerl, Met. 4, 69. 3) B. u. h. Ztg. 1867, S. 37
4) Kerl, Met. 1, 746. Oest. Ztschr. 1862, No. 40. B. u. h. Ztg. 1865, S. 410.

	a.	b.	c.	d.	e.	f.
Eisen	57.78	64.50	55.1	46.89	63.85	25—35
Kupfer	4.42	2.50	4.3	5.00	8.40	7—15
Zink	2.62	1.00	3.7	6.30	0.13	3— 8
Blei	5.00	—	2.1	2.45	0.70	3— 8
Silber	0.086	0.33	—	0 13	0.32	—
Nickel	1.31	0.35	0.8	—	—	—
Kobalt	—		—	—	—	—
Mangan	—		—	—	—	—
Calcium	—	—	1.2	—	Barium	15—20
Antimon	0.24	Spr.	1.2	Spr.	Natrium	2—5
Arsen			1.3	Spr.	—	—
Schwefel	26.70	30.00	27.9	36.97	22.26	—
Selen	—	0.046	—	—	—	—
Tellur	—					
Gold	—	—	—	0.0041	0.0064	—

a. Freiberger Flammofenst. (1862). b. Von Kongsberg. c. Von Lend. d. und e. Roh- und Anreichlech von Schemnitz. f. Altai.

Der Rohstein wird entweder zur Verbleiung gegeben, wobei derselbe im gerösteten Zustande noch die Schlackenbildung befördert, arme Schlacken liefert und als Präcipitationsmittel für Blei dienen kann, — oder zuvor durch Rösten und reducirend-solvirendes Schmelzen concentrirt, wobei man vortheilhaft quarzige silberreichere Erze zusetzen kann (Niederungarn, Kongsberg). Eine bei der basischen Beschickung (Entstehung von Singulo- und Subsilicatschlacken) meist nicht zu umgehende Eisensauenbildung wirkt auf den Silbergehalt der Schlacken vortheilhaft.[1]) Neuerdings sind mehrfach nasse Processe an die Stelle der Steinverbleiung getreten.

Rohschlacken.

2. Rohschlacken.[2]) Im Wesentlichen Singulo- und Bisilicate von Eisenoxydul, Kalk und Thonerde (von Freiberg z. B. $\dot{R}_{15}\,\tilde{Al}_2\,\tilde{Si}_{18}$ mit 40—50 Proc. Si, zu Lend Bisilicate mit 51 Proc. Si).

Rohsteinentsilberung.

Die Entsilberung des Rohsteins geschieht:

Eintränkarbeit.

1) Durch Einrühren im flüssigen Zustande in metallisches Blei (Eintränkarbeit), welches Verfahren im Vergleich zu dem nachfolgenden Schmelzen mit bleiischen Erzen oder Producten bei höherer Temperatur trotz wiederholter Behandlung des Steines mit Blei keine so vollständige Entsilberung, aber einen geringeren Blei- und Kupferverlust zulässt und besonders da in Anwendung kommt, wo Brennmaterial und Blei theuer und mittelst einer kleinen Menge Blei grössere Mengen Stein zu entsilbern sind. Seltener wird der Rohstein behuf Entsilberung grösserer Mengen in einem besondern Herd eingeschmolzen und dann Blei zugesetzt (Altai), als gleich im flüssigen Zustand aus dem Rohofen ins geschmolzene Blei abgestochen (Kongsberg, Zancudohütte), was das Silberausbringen begünstigt. Ein Aufsteigenlassen des flüssigen Steines in dünnen Strahlen in Blei (hydrostatisches Schmelzen, Schmelzen durch die Bleisäule) hat sich nicht bewährt (Müsen, Oberharz, Altai).[3]) Aus kupferhaltigen Lechen wird durch das Blei eine nicht unbeträchtliche Menge Kupfer ausgezogen, aber auch aus kupferhaltigem Blei vom Stein Kupfer aufgenommen.

1) Berggeist 1872, No. 3. 2) Analysen: Kerl, Met, 1, 851. Oest. Ztschr. 1862, S. 299.
3) Kerl, Met. 4, 77.

Bei gleichzeitiger Anwendung von Bleioxyd (Glätte, Herd) neben metallischem Blei treten energischere Reactionen ein (Zancudohütte[1]).

Beispiele. Altai.

Altai.[2]) Verschmelzen quarziger und schwerspäthiger Erze mit 0.05—0.06 Proc. Ag mit entsilbertem Rohstein, Kalkstein und Bleierzschlacken in 3.66—4.88 M. hohen einförmigen Oefen auf Rohstein mit 0.16—0.2 Proc. Ag (bei 0.24 Proc. wird der Silberverlust schon bedeutend, unter 0.16 Proc. steigt der Bleiverbrand), Einschmelzen von 2457 Kil. in 3förmigen Herden von 1.37 M. Durchmesser und 0.91 M. Tiefe mit Gebläse über Kohlen, Abziehen der Schlacke, Aufwerfen glühender Kohlen, Zusatz von Bleibarren (819 Kil.), Polen, separates Abstechen von Werkblei und Stein, welcher noch mehrmals mit gleicher Bleimenge behandelt wird, bis sein Gehalt auf etwa 0.05 Proc. herabgegangen ist.

Kongsberg. Kongsberg.[3]) Verschmelzen quarziger und kalkiger Dürrerze mit 0.023—0.12 Proc. Ag mit eisenoxydulreichen Schlacken und Schwefelkies in Freiberger Rohöfen mit Wind von 188—250° C. auf Rohstein (13—17 Proc.) mit nicht über 0.31 Proc. Ag, wo dann absetzbare Schlacken mit etwa 0.0031 Proc. Ag erfolgen; Durchsetzen des 3—4mal gerösteten Rohsteines mit reicheren Erzen mit 0.5—0.6 Proc. Ag, Bleistein, Gekrätz u. s. w. auf Concentrationsstein mit 2—2½ Proc. Ag, Einrühren desselben in 10 Proc. armes Werkblei, welches dann 10 Proc. Ag enthält, und Verschmelzen des entsilberten rohen Steines mit ½—1½ Proc. Ag (Bleistein) mit bleiischen Vorschlägen, Eisensauen und Schlacken auf entsilberten Bleistein mit 0.25—0.4 Proc. Ag, welcher 3mal in Stadeln geröstet, mit ärmeren Schliegen oder Flugstaub durchgestochen und in armes kupferhaltiges Werkblei eingetränkt wird, dessen Kupfergehalt in den Stein geht; zweimalige Veränderung des erfolgenden Kupfersteines, hierauf Rösten und Spuren desselben, wo dann zuletzt Kupferstein mit 0.031 Proc. Ag erfolgt. 90 Proc. des Ag sammeln sich im Werkblei an; man gewinnt auf 1 Thl. Silber 1—2 Thle. Kupfer und verliert 3.5—4 Thle. Blei; Silberverlust wenigstens 12 Proc. der Anlage.

Zancudohütte. Zancudohütte in Columbia.[4]) Schmelzen gerösteter Erze mit Schlacken und Kiesen im Flammofen auf Rohstein, Pochen und Rösten desselben im Flammofen, Schmelzen mit geröstetem Bleistein, quarzigen Erzen und Schlacken im 1.88 M. hohen Schachtofen, Abstechen des Concentrationssteines in den mit Blei und Glätte versehenen Stechherd (auf 300 Thle. Stein 31 Thle. Blei und 50 Thle Glätte), Aufstreuen von 30 Thln. bleiischem Herd nach beendigter Reaction unter stetem Rühren, Zurückgeben des entsilberten gerösteten Bleisteins ins Schmelzen. Verlust an güldischem Silber bei der Eintränkarbeit 3.53 Proc., Bleiverlust 23.86 Proc.

Tessié's Verfahren. Verfahren von Tessié du Motay.[5]) Rösten der Steine oder Erze unter Zusatz von Kieselsäure und alsbald in Oxyd übergehendem Blei, Bildung von gold- und silberhaltiger Bleisilicatschlacke, welche wegen fehlenden Schwefelgehaltes die edlen Metalle demnächst weniger leicht zurückhält, Abstechen der Schlacke auf flüssiges Blei, Umrühren damit, Abtreiben des angereicherten Bleies, Verschmelzen der entarmten Schlacke mit Eisen und Kohle, Raffiniren des erfolgenden, Kupfer und Antimon enthaltenden Bleies erst durch Wasserdampf und Schmelzen mit schwefelsaurem Bleioxyd, wobei Antimon entfernt wird, dann Schmelzen mit Schwefelblei, um Kupfer zu entfernen.

Schmelzen. 2) Durch Schmelzen mit Bleierzen oder bleiischen Producten. Die Entsilberung erfolgt leichter und vollständiger, als durch Eintränken, aber die Bleiverflüchtigung nimmt zu.

Beispiele. Lend. Lend im Salzburgschen.[6]) Verchmelzen kiesiger Erze von Böckstein und Rauris mit Amalgamationsrückständen, basischen Schlacken, Kalkstein, auch silberhaltigen Lechen in einem Sumpfofen mit Rast, 7.59 M. über der Hüttensohle hoch, auf 40—45 Proc. Rohstein, Concentration desselben im gerösteten Zustande im Schachtofen mit Quarzzuschlag, Verschmelzen des gerösteten Anreichlechs mit bleiischen Producten oder Blei bei schwacher Windpressung, nochmalige Entsilberung des erfolgenden Frischleches, Verschmelzen desselben im schwach-

1) B. u. h. Ztg. 1867, S. 33. 2) B. u. h. Ztg. 1853, S. 37; 1870 S. 13, 49. Kerl, Met. 4, 74, 78. v. Cotta, der Altai. Leipzig 1871. 3) Kerl, Met. 4, 71, 79. Berggeist 1872, No. 3. 4) B. u. h. Ztg. 1867, S. 27, 83. 5) Oest. Ztschr. 1871, S. 227. 6) B. u. h. Ztg. 1862, S. 424. Dingl. 199, 395. Engin. and mining Journ., New York 1872. Vol. 14, p. 51, 84.

gerösteten Zustande auf Concentrationsstein mit 30—40 Proc. Cu und auf silberhaltige Speise zur Entsilberung. Neuerdings Transport der Erze nach Brixlegg (S. 209).

Freiberg. Freiberg. Früher[1]) wurden die Bleierzschlacken mit theilweise gerösteten Zuschlagserzen im Flammofen auf Rohstein geschmolzen und dieser im gerösteten Zustande an die Bleiarbeit gegeben (S. 77); jetzt[2]) findet statt: ein Verschmelzen der Bleierzschlacken mit Schlacken der Kupferarbeit, geröstetem Bleistein, bleiischen Producten, Speise, Kalkstein, Flussspath, rohem Stein, Raffinirkrätze, silberhaltigem Kupfer u. s. w. im 8förmigen Pilzschen Ofen (S. 79) auf Werkblei und Stein, welcher wiederholt beim Schlackenschmelzen zugesetzt wird, bis sich sein Kupfergehalt auf etwa 23 Proc. angereichert hat; derselbe wird dann nach der Abröstung in Kilns im 8förmigen Ofen gespurt, im Flammofen geröstet und mittelst Schwefelsäure entsilbert.

Niederungarn. Niederungarische Hütten[3]) (Schemnitz, Kremnitz, Neusohl, Zsarnowitz). Verschmelzen von 100 Kil. Erzen (20 Silberschliege, 15 Dürrerze, 45 Kiese, 20 Zuschlagkies), welche 45 Proc. Lech und 0.06 Proc. Ag enthalten, mit 10 Kil. Ofenbrüchen und Flugstaub, 12 Kil. Kalkstein und 45 Kil. Schlacke (Alles auf nahezu Bisilicatschlacke beschickt) in einem zweiförmigen 7.59 M. hohen Sumpfofen mit trapezförmigem Querschnitt (für die Folge in Pilzschen Oefen) bei 20.54 Cbm. durch Gichtgase erhitztem Wind pr. Min. von 25 Mm. Quecksilberpressung auf 32—36 Proc. Rohstein, 6maliges Rösten desselben in Stadeln, Rösten der Bleierze unter Zusatz von Silberschliegen im ungarischen Röstofen (Fig. 50, 51) mit 2.61 M. langem Vorherd und 1.85 M. langem eigentlichen Röstherd und 1.36—1.51 M. Breite mit Fischbauchroststäben bei Staubröstung (S. 71) in Posten von 616—672 Kil.; Reichverbleiung von 50 Proc. gerösteten Bleierzen, 20 Proc. gerösteten Silberschliegen, 30 Proc. Dürrerzen mit 30 Proc. sechsfeurigem Rohlech, 5 Proc. fünffeurigem Reichverbleiungslech, 35 Proc. bleiischen Zuschlägen (Herd, Glätte, Glättschlacke, Kiehnstöcke) und 40 Proc. Reichverbleiungsschlacken; auf 1 güldisch Silber kommen am besten 150 Thle. Blei, bei einem Durchschnittsgehalt der Beschickung von 20—28 Proc. Pb, 1—2 Proc. Cu und 0.045—0.070 Proc. güldisch Ag; Verschmelzen in 5.06—5.37 M. hohen Halbhohöfen mit trapezförmigem Querschnitt auf Werkblei mit 0.56—0.6 Proc. güld. Ag. und Lech mit 8—12 Proc. Pb, 4—10 Proc. Cu und 0.1—0.3 Proc. Ag; Reichverbleiungslechschmelzen zur Concentration des Kupfergehaltes und Ausziehung von etwa 50 Proc. Ag, 5maliges Rösten des Leches, Verschmelzen mit Dürrerzen, Kiehnstöcken (Rückständen vom Werkbleisaigern), Ofenbrüchen und Flugstaub mit Glätteblei auf Reichblei mit 0.4—0.6 Proc. Ag und Lechschmelzenslech mit 15—20 Proc. Pb, 8—10 Proc. Cu, 0.08—0.1 Proc. güldisch Silber, welcher letztere zur noch weiteren Concentration des Kupfergehaltes und zur Ausziehung von Gold, Silber und Blei nach 3maliger Röstung mit Rohschlacke auf Werkblei und Kupferstein mit 40 Proc. Cu verschmolzen wird (Lechdurchstechen oder Kupferarbeit). Der Kupferstein geht nach Tajova zur Kupfergewinnung. — Statt der einzelnen Hütten soll bei Schemnitz eine Centralhütte gebaut werden, welche Fortschaufelungs- und Pilzöfen erhält.

Kupfererze. D. Silberhaltige Kupfererze. Je nach dem Silbergehalt werden die Erzen im rohen oder gerösteten Zustande entweder direct einer Verbleiung unterworfen oder zuvor mit Kieszuschlägen auf Rohstein oder zur Erzielung angereicherter Producte auf Kupferstein oder Schwarzkupfer verschmolzen und diese dann erst entsilbert. Die directe Verbleiung der Erze, welche langwierige, kostspielige Operationen und grossen Zeit- und Brennstoffaufwand bei bedeutenden Metallverlusten erfordert, wird meist nur dann vorgenommen, wenn die Kupfererze mit Bleierzen innig zusammengewachsen sind (Müsen S. 76, Victorfriedrichshütte S. 53) oder erstere bei einem grösseren Silbergehalt nur in verhältnissmässig so geringen Mengen vorkommen, dass sich eine separate Verarbeitung nicht lohnt (Andreasberg).

Silberhaltige Fahlerze werden neuerdings seltener mehr durch Blei ent-

1) Kerl, Met. 2, 200; 4, 76, 85. 2) B. u. h. Ztg. 1871, S. 246. 3) Kerl, Met. 4, 73, 82. B. u. h. Ztg. 1866, S. 97. Oest. Ztschr. 1862, No. 89 (Stammbaum); 1871, No. 1—9.

silbert, als auf Speise oder Schwarzkupfer verschmolzen und diese auf nassem Wege extrahirt (Ungarn[1]); desgleichen auch Kupfersteine und Schwarzkupfer.

Zinkerze.

E. Silberhaltige Zinkerze. Silberhaltige Rückstände[2]) von der Zinkgewinnung aus gerösteter Blende von Pontpéan hat man verbleit, wobei aber ein grosser Silberverlust stattfand, der auch immer noch beträchtlich war, als man die Rückstände mit Kupferkies auf Rohstein schmolz und diesen nach Ziervogel's Verfahren entsilberte (Swansea).

Sonstige Entsilberungsversuche.

Vortheilhafter wird die Blende zu Swansea zur Zeit durch Rösten und Ausziehen des Sulphates erst entsilbert, dann der Rückstand auf Zink verhüttet. Rochel[3]) hat vorgeschlagen, die silberhaltige Pribramer Blende zu rösten, mit Schwefelsäure zu extrahiren (die beim Rösten entstehende schweflige Säure kann als Lösungsmittel angewandt werden), den silber- und bleihaltigen Rückstand an die Bleiniederschlagsarbeit abzugeben, den Zinkvitriol durch Glühen in Vitriolöl und Oxyd zu zerlegen, letzteres zur Zinkgewinnung zu benutzen und die eisenhaltigen Rückstände davon der ordinären Bleiarbeit zu überweisen. Simonet[4]) will gefunden haben, dass beim Rösten der Blende mit Kalkstein die Silberverflüchtigung verhütet wird und das Silber in diese Substanzen geht.

Kobalt- und Nickelerze.

F. Silberhaltige Kobalt-, Nickel-, Wismuth und Uranerze wurden früher zu Joachimsthal[5]) bei bedeutenden Kosten und grossen Metallabgängen durch Blei entsilbert, wobei eine verkäufliche Speise erfolgte, während das Wismuth in der schwarzen Glätte verloren ging.

Neuerdings sind vollkommenere Processe auf nassem Wege von Patera eingeführt, welche aber jetzt nur noch die Urangewinnung betreffen; auch zu Freiberg[6]) hat man Nickel- und Kobalterze versuchsweise direct verbleit.

Arsenerze.

G. Arsenerze kommen nach vorheriger Abröstung — bei Nebengewinnung von arseniger Säure — direct zur Verbleiung (Andreasberg[7]) oder werden erst mit Schwefelkies auf Rohstein verschmolzen.

2. Capitel. Verbleiung von Steinen und Speisen.

Methoden.

87. Steinverbleiung. Dieselbe geschieht entweder durch Eintränken der ungerösteten Roh-, Kupfer- und Kupferbleisteine in metallisches Blei (S. 212) oder durch Verschmelzen im rohen oder gerösteten Zustande mit rohen oder gerösteten Bleierzen oder bleiischen Producten vom Abtreiben.

Von der Verbleiung der Rohsteine war bereits die Rede (S. 212); desgleichen bei der Bleigewinnung von der der Kupferbleisteine (S. 50, 75). Eigentliche Kupfersteine[8]) werden seltener der Verbleiung, als der nassen Verarbeitung unterworfen, desgleichen auch zuweilen die Rohsteine.

Verfahren.

88. Speiseverbleiung. Bei Blei-, Silber- und Kupferhüttenprocessen fallende Speisen werden neuerdings seltener mehr mittelst Bleies, als auf nassem Wege entsilbert.

Beispiel. Freiberg.

Freiberg.[9]) Abrösten der Speise mit 0.4—0.5 Proc. Ag und 1—2 Proc. Ni und Co, Schmelzen mit 50 Proc. bleiischem Herd, 50 Proc. Kupfersteinconcentrationsschlacken, Barytschlacken (S. 146) und einigen Proc. Schwerspath (zur

1) B. u. h. Ztg. 1865, S. 369; 1868, S. 123, 359. 2) B. u. h. Ztg. 1870, S. 190. 3) Leoben. Jahrb. 1857, Bd. 7, S. 236, 250, 256. Oest. Ztschr. 1857, S. 313. B. u. h. Ztg. 1864, S. 104. Neumann, die Extraction 1863, S. 107. 4) B. u. h. Ztg. 1870, S. 347. 5) Kerl, Met. 2, 156; 4, 297, 298. 6) Freib. Jahrb. 1848, S. 79. 7) Kerl, Oberharzer Hüttenpr. 1860, S. 701. 8) Einfluss von Zink und Blei in Polyt. Centr. 1854, S. 1189. 9) Plattner-Richter's Vorles. 2, 352. B. u. h. Ztg. 1864, S. 59.

Schwefelung des Kupfers) auf Werkblei, Kupferstein und silberarme Speise mit 12—13 Proc. Ni und Co, wiederholte Entsilberung derselben im ungerösteten Zustande mit bleiischen Vorschlägen, Glättfrischschlacke und Schwerspath, wobei jedesmal Werkblei, Kupferstein und zuletzt Speise mit 0.03 Proc. Ag, 15—18 Proc. Cu und 15—18 Proc. Ni und Co erfolgt, Concentration der silberarmen Speise im Flammofen.

3. Capitel. Verbleiung von Schwarzkupfer.

Entsilberungsmaterial.

89. Allgemeines. Es können zur Entsilberung kommen:

1. Silberreiches Kupfer, z. B. Münzen, welches beim Abtreiben mit der 16fachen Menge Blei Blicksilber und kupferreiche Glätte liefert, die man verfrischt und das erfolgende Blei saigert. Mittelst Schwefelsäure gelingt die Scheidung vollständiger.

2. Silberarme Hüttenkupfer, deren weitere Verarbeitung jetzt häufiger auf nassem Wege stattfindet, als durch folgende mehr oder weniger veraltete trockene Processe, welche bei grossen Blei-, Kupfer- und Silberverlusten bedeutenden Aufwand an Brennmaterial und Arbeitslöhnen erfordern und wegen des Falles von zahlreichen Zwischenproducten nur schwierig und in langer Zeit zum Abschluss gebracht werden können. Es gehören hierher

Entsilberungsprocesse. Saigerung.

a) Saigerprocess, Zusammenschmelzen des silberhaltigen Kupfers mit Blei (Kupferfrischen) und Absaigern von silberhaltigem Blei; noch zuweilen bei nicht zu reichem Kupfer — weil sonst eine mehrmalige Wiederholung der Saigerung nöthig wird und dadurch die Kosten steigen — und nicht zu armem Kupfer angewandt.

Die Saigerwürdigkeit eines Kupfers richtet sich hauptsächlich nach den Metall-, namentlich den Bleipreisen; so lag z. B. die Minimalgrenze derselben auf dem Oberharze bei 0.14—0.16 Proc. Silbergehalt. Die Saigerung ist neuerdings meist ersetzt durch die Amalgamation, Kochsalzextraction und Schwefelsäurelaugerei.

Kupferauflösung. Abdarrprocess.

b) Oberungarischer Kupferauflösungsprocess[1]) und Abdarrprocess[2]), beide dadurch charakterisirt, dass man silberhaltige Kupfersteine, welche aus eigentlichen Kupfererzen dargestellt (Abdarrprocess) oder bei wiederholter Entsilberung kupferhaltiger Silbererze durch Blei gefallen sind, mit silberhaltigem Schwarzkupfer und bleiischen Producten verschmilzt.

Es geht dabei das Schwarzkupfer in den Kupferstein und verdrängt dessen Silbergehalt, so dass derselbe, sowie auch sein eigener leichter von dem Blei aufgenommen werden kann.

Diese Processe gestatten zwar bei passendem Verhältniss vom Kupfer zu den Kupfersteinen eine vollständigere Entsilberung und geben reineres Kupfer, als die Saigerung, gehören aber zu den complicirtesten und kostspieligsten Processen. weshalb sie meist durch nasse Processe, z. B. der Abdarrprocess zu Brixlegg[3]) in Tyrol durch Schwefelsäureextraction (S. 209) ersetzt sind oder noch werden sollen.

Umfang. Kupferzerkleinern.

90. Saigerung. Dieselbe umfasst nachstehende Operationen:

1) Zerkleinern des Kupfers durch Zerschlagen in glühendem Zustande (Kupferbrechen) oder Granuliren, womit man

1) Kerl, Met. 4, 95. 2) Ebend. 4, 96. Oest. Ztschr. 1868, No. 39, 49; 1869, No. 1. B. u. h. Ztg. 1869, S. 310. 3) Oest. Ztg. 1868, No. 10, 13. B. u. h. Ztg. 1868, S. 223; 1869, S. 391, 434; 1871, S. 145.

eine Reinigung (Verblasen) im Granulirofen (S. 156, Fig. 110, 110a) verbinden kann.

Fig. 110.

Fig. 110a.

a Fundament. *b* Grundabzug. *c* Rauhgemäuer *d* Schlackenloch. *e* Stichloch *f* eiserne mit Gestübbe ausgeschlagene Gasse. *g* Formen oder Kannen. *h* Feuerung *i* Schürloch. *k* Feuerbrücke. *l* Flammloch. *m* Haube mit Kühlloch und Deckel *n* darauf. *o* Verankerungssäulen. *p* Schlackenherd. *q* Barnsteinherd von 2.667 M. Durchmesser. *r* Gestübbe- u. Mergelsohle. *s* Höllenmauer. *t* Rost. *u* Windstock. *v* Granulirfass mit Deckel. *w* Wasserrinne. *x* Wasserbottich. *y* Oeffnung zum Einfliessen des Kupfers *z* Gestübbe.

Kupferfrischen.

2) Kupferfrischen, Zusammenschmelzen des silberhaltigen Kupfers mit Blei oder bleiischen Producten in einem als Spurofen zugemachten Schachtofen (Kupferfrischofen Fig. 111).

Die Menge des Bleies richtet sich nach dem Silbergehalt des Kupfers; bei zu viel Blei findet eine vollständigere Entsilberung, aber grösserer Kupferverlust durch Entstehung kupferreicheren Bleies statt, bei zu wenig Blei fällt die Entsilberung unvollkommener aus. Karsten rechnet auf 1 Thl. Silber 480—512 Thle. Blei und auf 1 Thl. Kupfer $3^1/_2$—$3^2/_3$ Thle. Blei, welche Legirung etwa aus 1 At. Kupfer und 1 At. Blei besteht. Dieses Verhältniss modificirt sich jedoch, je nachdem das Schwarzkupfer mehr oder weniger Blei enthält, oder es nach den Metallpreisen ökonomisch vortheilhafter ist, das Kupfer oder Silber vollständiger zu gewinnen. Fällt bei silberärmerem Kupfer das Saigerblei demnächst zu arm aus, so kann dasselbe zur Entsilberung einer neuen Portion Kupfer nochmals benutzt werden (Arm- und Reichfrischen)

a Ofenschacht, etwa 1 26 M. hoch, 0.78 M. tief und 0.47 M. weit. *b* geneigte Ofensohle, auf welcher die Legirung continuirlich durch das offene Auge in der Vorwand in den Vortiegel *d* fliesst. *c* Gestübbe. *e* Form. f Formgewölbe.

Die Manipulationen sind etwa folgende: Aufsetzen der zu einem bestimmten Quantum Legirung (Frischstück) gehörigen Kupfermenge an die Hinterwand des Frischofens, z. B. in Oker 40 Kil. trockne Granalien, Nachgeben, sobald sich Kupfer vor der Form zeigt, des zugehörigen Bleies (z. B. 60 Kil. Glätte und 62 Kil. Krätzblei), welches das Kupfer vor der Form noch einholt, damit zusammenschmilzt und in den Vortiegel fliesst, von wo die Legirung in eine eiserne Pfanne (Frischpfanne) abgestochen wird; Aufgeben von Brennmaterial, gleich dahinter her von Kupfer für das zweite Frischstück und sobald sich ersteres vor der Form zeigt, des zugehörigen Bleies und so fort, wobei man nur darauf zu sehen hat, dass zusammengehöriges Blei und Kupfer in einem Frischstück immer zusammen kommen, welches in Gestalt einer 78—90 Mm. dicken Scheibe nach dem Abkühlen mit Wasser aus der Pfanne ausgehoben wird.

Frischstück-Saigern.

3) Saigern der Frischstücke. Die Frischstücke bilden eine scheinbar homogene Legirung, welche aber bei einer passenden Temperatur unter Luftabschluss sich in leichtflüssiges silberreiches und kupferarmes Blei, nach Karsten $Pb_{12}Cu$, und strengflüssiges silberarmes und kupferreiches Blei von $PbCu_{12}$ (Kienstock)

zerlegt. Diese Trennung durch erhöhte Temperatur verrichtet man auf dem Saigerherd (Fig. 112, 113) in folgender Weise: Vertikales Aufstellen der scheibenförmigen Frischstücke mit dazwischen gebrachten Holzpflöcken auf die Saigerscharten *o*, Umgeben der

Fig. 112. Fig. 113.

k Saigerbänke mit der 0.58 M. hohen Saigergasse zwischen sich und den gusseisernen Saigerscharten *o* von 2.2 M. Länge und 0.66 M. Breite darauf, welche die Saigerritze zwischen sich lassen. *r* Sumpf zur Aufnahme des auf der geneigten Sohle der Saigergasse, die in einen Zug *a* der Hinterwand mündet, herabfliessenden Saigerbleies. *l* Saigerbleche mit Zuglöchern.

Scheiben an den Seiten und vorn, wenn hier keine Mauer vorhanden, mit Blechen *l*, Füllen des Raumes zwischen den Frischstücken und um dieselben herum mit Kohlen, Anzünden derselben durch Feuern in der Saigergasse mit Holz, worauf silberhaltiges Blei (Saigerblei) durch die Saigerritze auf die geneigte Sohle der Saigergasse und von da in den Sumpf *r* fliesst, während die mehr oder weniger zusammengeschrumpften Kiehnstöcke nach dem Verbrennen der Kohlen auf den Saigerscharten neben etwas Saigerkrätz (oxydirte Metalle in Folge nicht ganz auszuschliessenden Luftzutrittes) zurückbleiben. Der Process ist beendigt, wenn kein Blei mehr aussaigert und die Kiehnstöcke gleichmässig porös erscheinen, widrigenfalls sie nochmals zwischen frische Kohlen gebracht werden müssen. Die Kiehnstöcke werden bei geringem Silbergehalt dem Gaarmachen, bei einem grösseren aber dem Darrprocess übergeben, um noch einen Theil Silber auszuziehen. Der Saigerkrätz wird mit anderen silber- und kupferhaltigen Abfällen verfrischt und die Krätzfrischstücke werden gesaigert.

Kiehnstock-Darren.

4) Darren der Kiehnstöcke. Während das Saigern bei Luftabschluss geschieht, so besteht das Darren in einem Glühen der Kiehnstöcke bei Luftzutritt im Darrofen (Fig. 114, 115), wobei durch die nicht bis zur Schmelzhitze steigende Temperatur das noch im Innern der Stücke befindliche silberhaltige Blei wie beim Saigern auf die Oberfläche getrieben wird, sich hier aber oxydirt und grossentheils als schlackige Masse (Darrschlacke) erfolgt, ein geringerer Theil der oxydischen, Silber, Blei und Kupfer enthaltenden Masse zuletzt aber als Kruste auf den einzelnen Stücken (Darrlingen) zurückbleibt und abspringt (Pickschiefer), wenn man die glühenden Stücke in kaltes Wasser wirft oder wenn man die kalt gewordenen Stücke mit einem Hammer bepickt.

Die Arbeit ist folgende: Dachförmiges Zusammenlehnen der Kiehnstöcke über den Darrgassen *b* auf den Bänken *a*, Füllen des gewölbten Raumes über den Dächern damit, Herabziehen des Schiebers *d*, starkes Feuern auf den Rosten *k* und in den Gassen *b* bis zum starken Rothglühen der Stücke unter Direction der Flamme durch die Züge, Herabfliessen von anfangs viel bleireicher nicht rother Darrschlacke aus den Gassen über den Sumpfdeckel, Einstellen des Feuerns, wenn nur noch wenig, aber stark geröthete Schlacke erfolgt, Oeffnen des Wasserbassins, Aufziehen des Schiebers, Herausreissen der Darrlinge mit Haken ins Wasser, Entleeren des Bassins von den gaarzumachenden Darrlingen und dem Pickschiefer, welch letzterer mit den Darrschlacken, Saigerkrätz u. s. w. verfrischt wird.

Fig. 114.

[*a* Darrbänke 0.627 M. hoch, 2.98 M. lang und 0.314 M. breit in einem 1.726 M. hohen gewölbten Raum. *b* Darrgassen 0.313 M. breit. *c* geneigte Darrsohle, mit Gestübbe überzogen. *d* Schieber vor dem Darrraum in eiserner Leitung f, mit Beobachtungsklappe *e*, an einem Ring *C* über einer Rolle beweglich. *h* Zugöffnungen in der Hinterwand und auch im Gewölbe *n* *k* Schürloch *m* Feuerbrücke *o* Rauhgemäuer. *p* Rost. *q* Wasserbassin mit mergelüberkleidetem Deckel versehen.]

Beispiele.

Fig. 115.

Die Saigerung [1]), früher in Mansfeld, am Unterharz, am Oberharz, in Falun, zu Saigerhütte Grünthal in Sachsen, zu Neustadt an der Dosse u. a. in Anwendung, ist im Laufe der Zeit nassen Processen immer mehr gewichen, z. B. im Mansfeldschen der Reihe nach der Amalgamation, der Kochsalz- und Wasserlaugerei der Kupfersteine, am Ober- und Unterharz der Schwefelsäureextraction mit Schwarzkupfern, in Freiberg der Schwefelsäureextraction mit Kupfersteinen.

1) Beispiele in Kerl's Met. 4, 114. Analysen von Oberharzer Producten in B. u. h. Ztg. 1861, S. 73.

2. Abschnitt.

Entsilberung des Werkbleies.

91. Entsilberungsmethoden. Es kommen zur Anwendung: [1])

1. Das directe Abtreiben, der älteste Process, ein oxydirendes Schmelzen, bei welchem das Blei sich oxydirt und als Glätte erfolgt, die verkäuflich ist oder auf Blei verfrischt wird, während das Silber mit einigen Procenten fremder Stoffe (Blei, Kupfer, Antimon, Arsen, Wismuth u. s. w.) zurückbleibt (Blicksilber) und durch ein nochmaliges oxydirendes Schmelzen (Feinbrennen, Raffiniren, Feinschmelzen) völlig gereinigt wird (Feinsilber, Brandsilber, raffinirtes Silber). Abtreiben.

Bei höherer Temperatur durchzuführen, leidet dieser Process an nicht unbedeutenden Blei- und Silberverlusten, welche noch durch diejenigen beim Frischen der Glätte vermehrt werden (zusammen 8—12 Proc. Bleiverlust). Das Frischblei zeigt sich bei unreinen Erzen von minderer Qualität und die Arbeit ist bei nicht gehöriger Ableitung der Bleidämpfe ungesund, aus welchen Gründen das Abtreiben neuerdings vielfach durch die folgenden Processe theilweise ersetzt ist. Sinkt der Silbergehalt des Werkbleies unter eine gewisse Grenze, so bleibt ersteres nicht treibwürdig und es hängt die zulässige, auf den einzelnen Hütten aber variable Minimalgrenze von Lokalverhältnissen, namentlich Material-, Arbeits- und Bleipreisen ab.[2]) Die Grenze liegt z. B. auf dem Oberharze bei 0.03 Proc. Ag, wo die Verarbeitungskosten pro 100 Kil. Werkblei 14 Sgr. betragen bei 10 Proc. Bleiverlust. Schattenseiten.

2. Pattinson's Krystallisationsprocess. Pattinson fand 1833, dass im eingeschmolzenen silberhaltigen Blei beim Abkühlen bis zu einem gewissen Grade sich Krystalle ausscheiden, welche viel silberärmer sind, als das flüssig bleibende Blei, und gründete darauf eine Methode, aus nicht treibwürdigem Werkblei mit bis zu 0.01, selbst bis 0.007 Proc. Ag herab den grössten Theil des Bleies in sehr reinem Zustande bei niedriger Temperatur in Krystallen (Armblei) abzusondern und gleich als sehr silberarmes Handelsproduct zu erhalten, aber dessen Silbergehalt in einer geringeren Menge flüssig bleibenden Bleies zu concentriren (Reichblei), welches dann abgetrieben wird. Gleichzeitig findet bei den wiederholten Umschmelzungen der Krystalle, welche der Process erfordert, eine bedeutende Reinigung des Handelsbleies durch die oberflächlich sich bildenden Krätzen statt. Pattinsoniren.

Während man beim Pattinsoniren gegen das Abtreiben[3]) an Löhnen, Materialaufwand und Zeit nichts spart, ja sogar mehr verbrauchen kann, so liegt der Hauptgewinn in einem vollständigeren Ausbringen an Blei und Silber, weil der Hauptprocess in niedriger Temperatur ausgeführt und das Abtreiben sehr beschränkt wird, sowie in der Erzeugung eines reineren Bleies von grösserem Handelswerthe. Der Bleiverlust beträgt 1.5—2 Proc. bei reinen Werken und, bedürfen diese einer vorherigen Raffination, gegen 3—4 Proc. Der Silberverlust ist gewöhnlich nach dem Proberesultat gleich Null, es bleiben aber immer 0.001—0.003 Proc. Silber im Armblei zurück (in 1000 Kil. meist 10—20 Gramm.). Auf das ökonomische Vergleich von Treiben und Pattinsoniren.

---

1) B. u. h. Ztg. 1869, S. 367, B. u. h. Ztg. 1865, S. 16. 2) B. u. h. Ztg. 1868, S. 311. 3) Kerl, Met. 4, 129.

Resultat ist noch von Einfluss der Grad der Silber-Anreicherung (gewöhnlich nicht viel über 1.5—1.6 Proc. Ag) und der Entarmung (bis zu 0.001 Proc.), sowie der Gehalt der ursprünglichen Werke, welche mit steigendem Silbergehalt eine Vermehrung der Krystallisationen und das Abtreiben einer grösseren Menge Reichblei erheischen. Reichere Bleie sind im Allgemeinen auch unreiner und veranlassen mehr Abgang.

Auf den Oberharzer Hütten[1]) ist das Pattinsoniren des Werkbleies mit 0.12—0.2 Proc. Ag nur dann noch vortheilhaft, wenn der Handelspreis des Bleies nicht viel unter 10 Thlr. pro 100 Kil. ist. Der Process wird ausgeführt einmal für arme, nicht treibwürdige Bleie, z. B. mit 0.01—0.04 Proc. Ag, dann aber auch für treibwürdige, z. B. mit 0.12—0.7 Proc. Ag., um eine bessere Bleiqualität als durch Abtreiben und Glättfrischen zu erzielen. In Freiberg werden die reicheren Bleie (mit 0.6—0.7 Proc. Ag) pattinsonirt.

Die Kosten des Pattinsonirens mit Handarbeit sind nach Gruner[2]) für 1000 Kil. Werkblei folgende:

	Freiberg.	Stolberg u. Belgien.	Tarnowitz.	Nordengl.
Arbeitslöhne . . .	5.67	5.60	7.50	13.30 Fr.
Steinkohlen . . .	5.55	3.20	3.20	
Kessel	1.60	2.00	2.00	
Werkzeuge u. s. w.	0.70	1.40	1.85	

Rechnet man hierzu noch die Kosten für das beim Reichtreiben verdampfende Blei, sowie die nach Reinheit und Reichhaltigkeit des Bleies variirenden Kosten für Raffiniren, Abtreiben, Glättefrischen u. s. w., so stellen sich die gesammten Kosten und Verluste in Stolberg, wo die Bleie arm sind, und in Tarnowitz, wo sie rein sind, auf 25—20 Frcs., bei den unreineren Werken zu Freiberg und auf dem Harze zu 40 Frcs., während das directe Abtreiben mit Glättereduction 70—80 Frcs. kostet. Das mechanische Pattinsoniren ist billiger, als dasjenige mit Handarbeit, und kann auch billiger als das nachfolgende Zinkverfahren sein, zumal das Pattinsoniren durch seine Einfachheit alle anderen Verfahrungsarten übertrifft.

Parkes' Zinkprocess.

3) Parkes' Zinkprocess. Derselbe, seit 1850 ausgeführt[3]), basirt auf der von Karsten schon 1842 beobachteten Thatsache, dass Blei und Zink geringe, Silber und Zink aber grosse Verwandtschaft zu einander haben, so dass sich aus silberhaltigem Blei das Silber durch Zink ausziehen lässt.

Vergleich mit dem Pattinsoniren.

Dieser Process, in Tarnowitz[4]) gleich anfangs versucht, aber lange Zeit unbeachtet geblieben wegen der Schwierigkeit, zinkreiche Krätzen passend aufzuarbeiten, das entsilberte Blei von seinem Zinkrückhalt zu befreien und das Silber auf einfache Weise aus dem Silberzink zu gewinnen, scheint, nachdem diese Schwierigkeiten seit 1855 von Roswag[5]) in Spanien und seit 1866 zu Call[6]) in der Eiffel grossentheils gehoben, den Pattinsonschen Process immer mehr verdrängen zu wollen, namentlich bei hohen Arbeitslöhnen, theurem Brennmaterial, billigem Zink und Werkbleien, die einer Raffination nicht bedürfen. Im Vergleich zum Pattinsoniren arbeitet er rascher, erfordert weniger Kessel. weniger und minder geschickte Arbeiter (etwa $^1/_4$) und weniger Löhne. der Bleiverlust vermindert sich auf $^1/_8$—$^1/_4$, der Silberverlust ist geringer, weil nur 5—6, höchstens 10 Grm. Silber in 1000 Kil. Kaufblei bleiben, der Brennstoffverbrauch geht dabei von 40—45 Proc. auf 10 Proc. herab, ein sonst nicht nutzbarer Goldgehalt lässt sich gewinnen, ein Kupfergehalt ist, aber nicht Wismuth, nahezu vollständig zu beseitigen und es erfolgt sehr reines, fast vollkommen entsilbertes, weit kupferärmeres, unter Umständen aber wohl etwas antimonreicheres Blei bei Gefahrlosigkeit für die Arbeiter, indem die zur Anwendung kommenden niedrigen Temperaturen eine Bleiverflüchtigung nicht begünstigen. Da das in Arbeit zu gebende Blei in kurzer Zeit fertige Handelswaare ist und grosse Vorräthe an Zwischenproducten nicht zu halten sind, so vermindert sich das Betriebs-

---

1) Kerl, Met. 4, 141. 2) B. u. h. Ztg. 1869, S. 369. 3) B. u. h. Ztg. 1852, S. 1 Dingl. 119, 466. 4) B. u. h. Ztg. 1852, S. 328. 5) B. u. h. Ztg. 1870, S. 190. 6) B. u. h. Ztg. 1868, S. 311.

kapital der Hütten. Auch hängt der Erfolg des Processes weniger von einem bestimmten Reinheitsgrade des Bleies ab und man braucht nur das entsilberte Product zu raffiniren, in Folge dessen silberarme Krätzen fallen. Nach Gruner[1]) betrugen zu Havre die Kosten pro 1000 Kil. Werkblei 20—25 Frs. gegen 55 Frs. beim Pattinsoniren, der Bleiverlust 1 Proc. gegen 4—6 Proc.; monatliches Quantum verarbeiteten Werkbleies 500 Ton. à 1000 Kil. mit 23 Mann gegen 250 Ton. mit 50—52 Mann. Auf dem Oberharze hat man Bleiverlust 1.43 Proc., Silberverlust 0.628 Proc. Nach Illing[2]) betragen daselbst die Kosten bei Verarbeitung von 100 Kil. Werkblei beim Abtreiben, Pattinsoniren und Zinkprocess resp. 15, 30 und 20 Sgr. — Nach Landsberg[3]) sind beim Abtreiben die Kosten zu Stolberg für 100 Kil. Werkblei 56—64 Sgr. mit Einrechnung der Glättereduction, beim Pattinsoniren mit Handarbeit 18–24 Sgr., beim mechanischen Pattinsoniren 12—16 Sgr. und sind letztere Kosten um 2—4 Sgr. geringer, als beim Zinkprocess unter Anwendung von Wasserdampf, so lange man kein Verfahren auffindet, das angewandte Zink, durch dessen Verlorengehen die Ersparung an Arbeitslöhnen und Brennmaterial aufgewogen wird, wieder zu gewinnen und den silberreichen Zinkschaum vortheilhafter als bis jetzt (Schmelzen mit Eisenschlacken im Schachtofen, Einträuken beim Abtreiben, Behandeln mit Säuren, Behandeln mit Wasserdampf) zugutezumachen. Solche verbesserte Methoden scheint man aber jetzt in Tarnowitz aufgefunden zu haben, indem das Zink bei der Destillation des silberreichen Zinkschaumes wieder gewonnen wird. Man verwendet zur Zeit den Pattinsonprocess in Stolberg für reinere, den Zinkprocess für unreinere, namentlich kupferhaltige Bleie. Die Zinkentsilberung stellt sich im Vergleich zum Pattinsoniren in ökonomischer Beziehung, wie bemerkt, um so günstiger, je theurer das Brennmaterial, bietet daher z. B. am Harz mehr Vortheile als in Tarnowitz, wo es billige Steinkohlen giebt.— Die Trennung des Silbers vom Blei durch Centrifugalkraft[4]) ist nur ein Vorschlag geblieben.

1. Capitel. Abtreiben.

92. Theorie und Modificationen. Das Abtreiben besteht in einem oxydirenden Schmelzen des silberhaltigen Bleies, wobei sich das Blei oxydirt, als Glätte theils abfliesst, theils vom Herdmaterial eingesogen wird, während das Silber je nach der Dauer des Processes in mehr oder weniger reinem Zustande als Blick- oder als Feinsilber zurück bleibt. Theorie.

Die Oxydation des Bleies findet theils direct durch den Sauerstoff der zugeführten Gebläseluft statt, theils durch die Glätte selbst, welche die Eigenschaft hat, in flüssigem Zustande Sauerstoff zu absorbiren und diesen sowohl an Blei, als an dessen fremde Bestandtheile abzugeben. Um die Glätte flüssig zu erhalten, bedarf es einer Temperatur von 950—980° C.[5]), bei welcher viel Blei, welches seinen Schmelzpunkt bei 322° C. hat, verdampfen würde, wenn man dasselbe nicht zum Theil mit einem hinreichend breiten Glätterande bedeckt hielte. Durch die Oxydation des Bleies erhält das flüssige Metall eine höhere Temperatur als das Ofeninnere, welche gegen das Ende des Processes sich einer kleineren Metallmasse mittheilend sich steigert und die Legirung heller erscheinen lässt, wo dann aber die Helligkeit um so mehr abnimmt, je geringer das Verhältniss des Bleies zum Silber wird.

Unreinigkeiten im Werkblei scheiden sich theilweise schon beim Einschmelzen desselben ab, theils aber erst durch Oxydation, indem das Bleioxyd mit andern Oxyden mehr oder weniger schmelzbare Gemische giebt. Verhalten fremder Beimengungen.

Kupfer findet sich vorwaltend in dem beim Einschmelzen des Werkbleies

---

1) B. u. h. Ztg. 1869, S. 382. 2) B. u. h. Ztg. 1868, S. 329. 3) B. u. h. Ztg. 1870, S. 379. 4) Amer. Art. V. 13, p. 120. 5) B. u. h. Ztg. 1860, S. 432; 1866, S. 106.

entstehenden dunkeln Krätz (Abzug), zum Theil an Schwefel gebunden und im Gemenge mit anderen Schwefelmetallen (von Antimon, Silber u. s. w.), strengflüssigen Legirungen und mechanisch beigemengtem Blei, weniger mit Oxyden; bei allmäligem Einfeuern des Werkbleies findet die Abscheidung des Kupfers im Abzug vollständiger statt, als bei zu heissem Einschmelzen und es hat sich für kupferreichere Werke vortheilhaft erwiesen, dieselben vor dem Abtreiben bei möglichst niedriger Temperatur durch Einschmelzen in einem gusseisernen Kessel, Umrühren und mehrstündiges Stehenlassen (Unterharz) oder auf dem Saigerherd (Ungarn[1]) zu saigern und darauf wohl noch ein Polen (Ungarn) folgen zu lassen. Es erhöhen sich in Folge dessen bei Zeitersparung Menge und Qualität der Kaufglätte (rothe Glätte), z. B. am Unterharz von 22 auf 42 Proc., und aus dem Krätz lässt sich das Kupfer gewinnen. Trotz seiner geringern Verwandtschaft als der des Bleies zum Sauerstoff zeigt sich ein allerdings immer geringer werdender Kupfergehalt bis gegen das Ende des Treibens hin in der Glätte in Folge einer Massenwirkung des Bleioxydes.[2]) Ein Kupfergehalt veranlasst eine raschere und lebhaftere Glättebildung und vermindert den Silber- und Bleiverlust; zu Braubach dauert ein Treiben von 30000 Kil. Werken mit $^3/_4$—1 Proc. Kupfer 24 Stunden kürzer, als bei kupferfreien und die Bleiverluste verhalten sich wie 2 : 7 Proc.

Zink und Eisen, meist nur in geringer Menge im Werkblei vorhanden (S. 95) finden sich theilweise im Abzug, theilweise im Abstrich[3]), welcher namentlich Antimon und Arsen als antimon- und arsensaures Bleioxyd im Gemenge mit Bleioxyd enthält. Dieses Product bildet sich in der ersten Periode des Abtreibens bei Einwirkung von Gebläseluft auf das eingeschmolzene Metallbad, wobei das im Ueberschuss gebildete Bleioxyd seinen Sauerstoff an Antimon und Arsen abgiebt, und verläuft, indem sich letztere immer mehr und mehr abscheiden, allmälig in Glätte. Anfangs in Folge eines Schwefelmetallgehaltes (Schwefelantimon) schwarz, geht der Abstrich zuletzt in gelbe Glätte über. Ersterer ist strengflüssiger als letztere und ein grösserer Antimongehalt erfordert zur Entfernung eine anhaltende Oxydation bei nicht zu hoher Temperatur (Müsen), sowie auch die letzten Antheile von Antimon und Kupfer beim Feinen nur schwer selbst bei gesteigerter Temperatur zu entfernen sind. In den Producten vom Saigern, Polen und Abtreiben des Werkbleies zu Kapnik in Ungarn fanden Sturm und Mrazek[4]) folgende Antimon-, Kupfer- und Eisenmengen:

	Sb	Cu	Fe
Rohblei	0.37	0.93	Spr.
Blei nach dem Ausschöpfen	Spr.	0.13	„
Nach dem ersten Polen . .	„	0.47	„
„ „ zweiten „ . .	„	0.05	0.01
Abstrich	12.00	3.54	0.16
Schwarze Glätte	7.08	0.56	0.24
Desgl.	4.80	0.20	0.12
Gute Glätte	Spr.	1.42	0.51
Glätte vom ersten Polen . .	Spr.	1.02	0.32
„ „ zweiten „ . .	—	0.15	0.42

Wismuth oxydirt sich hauptsächlich gegen das Ende des Treibens und giebt dann grüne, stark wismuthhaltige Glätte (schwarze Glätte), aus welcher nach Patera's Verfahren[5]) Wismuth dargestellt werden kann. Ein Theil des Wismuths bleibt beim Blicksilber, kann dasselbe als Oxyd firnissartig überziehen (Unterharz) und geht dann beim Feinbrennen desselben in die Testasche (Ober- und Unterharz, Joachimsthal, Freiberg). Wismuthhaltige Bleie bedürfen beim Abtreiben keiner so hohen Temperatur, wie reine Bleie, treiben aber weit langsamer, ohne dass Wismuth flüchtiger, als Blei ist.[6]) Erstarrt wismuthhaltiges Blicksilber, so bilden sich nach Kayser[7]) auf der Oberfläche silberarme Wismuthkügelchen (z. B. mit 2.3—2.5 Proc. Ag bei Blicksilber mit 45—98 Proc. Ag); bei Bleisilberlegirungen sind die ausgeschiedenen Bleikügelchen dem entgegengesetzt sehr silberreich und die Hauptmasse ist silberärmer.

Silber wird theilweise oxydirt und in die Glätte geführt, aber so lange.

1) Oest. Zeitschr. 1871, S. 54. 2) Kerl, Met. 4, 174. 3) Kerl, Met. 4, 168.
4) Leoben. Jahrb. 1864, S. 49. 5) B. u. h. Ztg. 1859, S. 287. Oest. Ztschr. 1859, S. 175.
6) Oest. Ztschr. 1862, S. 257. 7) B. u. h. Ztg. 1869, S. 288.

als erstere mit dem darunter stehenden Blei in Berührung bleibt, von diesem wieder reducirt. Je kürzer diese Berührung dauert und je mehr das Blei abnimmt, um so silberreicher wird die Glätte (letzte Glätten). Schwefelhaltige Producte vom Abtreiben (Abzug, erster schwarzer schaumiger Abstrich) halten verhältnissmässig mehr Silber zurück; auch rührt ein Silbergehalt der Producte von eingemengten Werkbleigranalien zum Theil mit her.

Nickel[1]) und Kobalt, hauptsächlich durch Antimon und Arsen in geringen Mengen ins Werkblei geführt, gehen theilweise in die Treibproducte, namentlich in den Abstrich. Mit den oxydischen Producten des Treibens wird das Nickel in grösserer Menge aus dem Blei entfernt, als Kupfer.

Gold erschwert besonders bei Gegenwart von Kupfer das Abtreiben, indem Legirungen von Au, Ag und Cu entstehen, welche zur Zerlegung hoher Temperaturen bedürfen und grössere Verluste veranlassen (Braubach).[2])

Modificationen.

Als Modificationen beim Abtreiben und an den dazu angewandten Apparaten sind hauptsächlich folgende zu bemerken:

Treiböfen.

1) Treibofenconstructionen, namentlich solche mit unbeweglichem (deutscher Ofen) und mit beweglichem Herd (englischer Ofen), welcher letztere ausserhalb des Ofens geschlagen wird.

Vortheile des englischen Processes: Ersparung an Zeit und Brennmaterial, weil gleich nach Beendigung des Processes ein neuer Herd eingesetzt werden kann; die Vortheile der später zu erwähnenden Concentration und des Nachsetzens der Werke; dagegen Erforderniss reiner Bleie zur Erzeugung guter Handelsglätten und geringere Productionsfähigkeit, als im deutschen Ofen.[3])

Einrichtung der englischen Oefen nur für Steinkohlenfeuerung, der deutschen für Holz oder Steinkohlen, welches erstere längere klarere Flammen giebt und keinen Schornstein erfordert, wodurch Blei- und Silberverlust sich verringern, wegen minderer Rauchbildung das Treiben gleichmässiger, deutlicher sichtbar und schneller verläuft und die Glätte durch Flugasche weniger verunreinigt wird. Zur Verminderung des Silberverlustes bei den meist billigeren Steinkohlen (am besten eine magere, den Rost nicht verschmierende Flammkohle) dient zweckmässig Unterwind[4]), auch bei Holz vortheilhaft (Oberharz, Lohe), nicht aber da, wo man durch Abtreiben raffinirten Bleies sehr reine Glätte darstellen will, welche dann durch den Flugstaub verunreinigt wird (Ems); Fischbauchroststäbe[5]) auf ungarischen Hütten wirken brennstoffersparend. Torf[6]), auch Gasfeuerung[7]) sind selten angewandt.

Mit und ohne Nachsetzen.

2) Abtreiben ohne oder mit Nachsetzen, indem das abzutreibende Werkequantum bei unreineren Werken auf einmal (3000—25000 Kil.) oder nach und nach bis zu 300000 Kil. und dann meist jedesmal nach genommenem Abstrich eingesetzt wird.

Vortheile des Nachsetzens: Ersparung an Brennmaterial und Arbeit, geringere Metallverluste wegen Erzeugung von weniger bleiischem Herd und weniger reicher Glätte. Nachtheile: Entstehung mehr unreiner Glätten bei unreinen Werken. Man kann aber vor dem Nachsetzen erst so viel reine Glätte erzeugen, als der Handel verlangt. Grosse Treiben bei einmaligem Einsatz geben weniger Herd und Vorschläge bei Brennstoffersparung, sind aber schwieriger zu leiten, als kleinere.

Grad des Abtreibens.

3) Verschiedener Grad des Abtreibens und zwar

a) bis zum Blick; gewöhnliches Verfahren.

Es erfolgt dabei Blicksilber mit noch 5—10 Proc. Unreinigkeiten, welches in einem kleineren, weniger Brennstoffverbrauch und Metallverluste gestattenden Apparate gefeint wird. Geringeres Einsatzquantum von reichen, als von armen Werken, weil mit Zunahme des Silbergehaltes im Blei dessen Strengflüssigkeit

---

1) B. u. h. Ztg. 1864, S. 315. 2) B. u. h. Ztg. 1871, S. 424. 3) Kerl, Met. 4, 196. 4) B. u. h. Ztg. 1866, S. 52. 5) Freiberger Jahrb. 1840, S. 85. 6) Oest. Ztschr. 1857, S. 172; 1871, S. 55. 7) B. u. h. Ztg. 1849, S. 183.

und die anzuwendende Temperatur wächst. Je grösser nun das Reichbleiquantum ist, um so länger bleibt dasselbe der höheren Temperatur ausgesetzt und gieb grössere Metallverluste.

b) bis zum Feinwerden (Ungarn[1]), Siebenbürgen, Mähren).

Ersparung des Feinbrennapparates, auch wohl von Brennmaterial, dagegen grössere Silberverflüchtigung; zuweilen mit nachherigem Raffiniren eines ziemlich feinen Silbers (996—997 Taus.) durch Umschmelzen in Tiegeln verbunden, welches wegen Billigkeit die Verluste durch Silberverflüchtigung aufwägen kann (Vialas, Pontgibaud).

c) bis zum Schwarzblick[2]), bei silberarmen Werken behuf Concentration des Silbergehaltes auf 40—80 Proc. (Arm- oder Concentrationstreiben), Abzapfen des angereicherten Bleies (Schwarzblick) und Abtreiben bis zum Blick (Reich- oder Hauptreiben).

Vortheile: Brennstoffersparung, grössere Menge silberarmer Glätte, geringere Metallverluste durch verminderte Bildung von Herd und reicher Glätte; Concentration des nutzbar zu machenden Wismuthgehaltes in dem Herd vom Reichtreiben (Freiberg); Nachtheile: das Silber bleibt länger unverzinst wegen längerer Zeitdauer zu seiner Darstellung, weniger gute Controle, mechanische Verluste beim Abzapfen (Ungarn, Holzappel, Tarnowitz).

Werkebeschaffenheit.

4) Reinheit des Werkbleies. Das Werkblei wird meist ungereinigt abgetrieben, zuweilen aber vorher gereinigt.

Zu Ems verwendet man raffinirtes Blei zum Abtreiben behuf Erzielung reiner, namentlich kupferfreier Handelsglätten. Das Absaigern der kupferigen Werkbleie am Unterharz bei niedriger Temperatur durch Umschmelzen in Kesseln giebt kupferreicheren Krätz, als bei der höheren Temperatur des Treibofens im Abzug, in Folge dessen erhöhen sich Menge und Qualität der Kaufglätte. Aus 1.5—2 Proc. Cu enthaltendem Werkblei erfolgte nahezu kupferfreie Glätte und zwar 42 Proc. statt sonst 22 Kil. vom Werkblei.

Windverhältnisse.

5) Windverhältnisse. Man wendet meist kalten Wind bei einer Düse an, in Tarnowitz z. B. 6—8 Cbm. bei 46—52 Mm. weiter Düse und 0.25 Kil. Pressung.

Fig. 116.

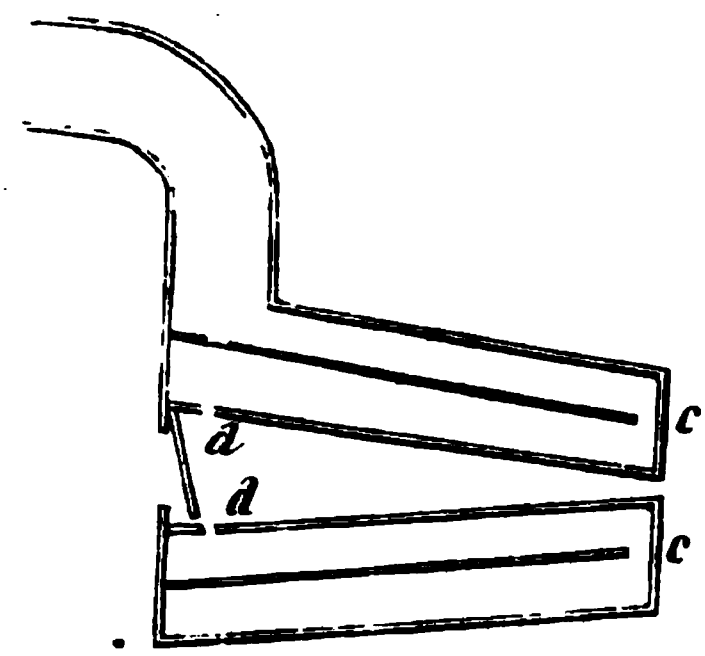


Fig. 117.

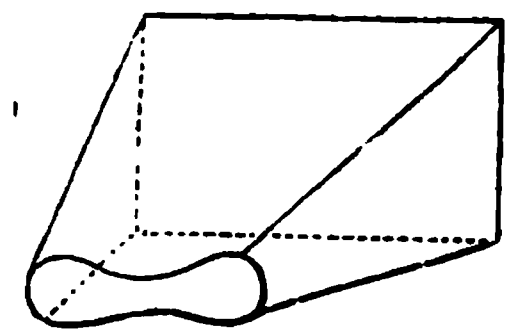


Fig. 116. *c* Hohlform mit Scheidewand, über welche zunächst die kalte Luft tritt, dann unter die Scheidewand, sodann durch die kranzförmige Oeffnung *d* und aus dem innern, durch ein Ventil an der einen Seite geschlossenen Raume in den Ofen gelangt.

Anwendung von in den Formen (Fig. 116) selbst erhitztem Wind von

1) Oest. Ztschr. 1871, S. 69. 2) Oest. Ztschr. 1853, S. 405; 1871, S. 63; B. u. h. Ztg. 1855, S. 34; 1866, S. 106.

200° C. in Kongsberg[1]) bei Ersparung von Brennmaterial, Beschleunigung des Processes, Entstehung ärmerer Glätte, weniger leichtem Erstarren des Silbers und besserem Ausbringen an Blicksilber mit Vertheilung des Windes über die ganze Herdoberfläche in Folge mundförmigen Formauges (Fig. 117). Auch die Schnepper (Flatter) vertheilen den Wind gleichmässiger, wodurch die Oxydation befördert und das Fortbewegen der Glätte nach dem Herdrande hin veranlasst wird. Wenn anderwärts (z. B. in Freiberg[2]) heisser Wind sich nicht bewährt hat, so kann der Grund davon sein, dass man bei erhitztem Wind die alten Düsen für kalten beibehalten und dieselben nicht entsprechend erweitert, auch dem Formauge nicht die Mundform gegeben hat. Continuirlicher Wind giebt reinere Glätte, auch weniger Silberverflüchtigung als absätziger.

Wasserdampf beim englischen Treibofen statt Gebläseluft, welche theurerer kommen kann, angewandt, wirkt weniger direct oxydirend, als dass der Dampfstrahl Oxydationsluft mit fortreisst und auf das Blei führt.[3]) In Stolberg hat man den Wasserdampf vortheilhaft durch heisse Luft ersetzt, indem die Windleitung in dem Canal liegt, den die Feuergase vom Treibofen passiren.

Metallverluste. Metallverluste entstehen beim Abtreiben selbst durch Verflüchtigung von Blei und Silber, dann bei Reduction der oxydischen Treibproducte, ferner durch einen Rückhalt des Silbers in den Handelsbleien. Bleiverlust beim Abtreiben allein 3—6 Proc. und mehr.

Der schwierig zu verdichtende Treibrauch, als Farbe zu verwenden oder wieder zu reduciren, auch wohl als Glasirungsmittel benutzt, bedarf zu seiner Auffangung umfangreicher Condensationskammern oder einer Vermischung mit Wasserdampf vor dem Passiren einer Regenkammer (I. 201).

93. Deutscher Treibprocess. Je nach der Befeuerung mit Holz oder Steinkohlen haben die Oefen eine etwas abweichende Construction. Ofenconstructionen.

1. Treibofen für Holzfeuerung (Fig. 118—120). Holzöfen.

Fig. 118.

a Kreuzabzüge von 48—68 Q.-Cm. im Fundament *b*. *c* Hauptkranz mit Feuchtigkeitsabzügen *o* und verankert, innerhalb welches der seltener ovale (Pribram, Ungarn), als kreisrunde Schlackenherd *h* von 366—418 Mm. Höhe am Rande und 235—265 Mm. in der Mitte, darüber der ohne Mörtel aus auf die schmale Kante gestellten Ziegelsteinen construirte Steinherd *g* von 1·66—5 M. Durchm. bei einmaligem Einsatz von 1500 Kil. (Zancudohütte) bis 25000 Kil. (Ems), selbst 30000 Kil. (Loherhütte); in Freiberg statt Schlacken- und Steinherdes ein Chamotteherd zum Zurückhalten etwa durchgehenden Werkbleies. *d* Ziegel- oder kleiner Kranz (wohl durch die Höllenmauer den Kannen gegenüber zwischen Glätte- und Blechlech etwas verstärkt), in wel-

1) B. u. h. Ztg. 1855, S. 106; 1862, S. 437. Berggeist 1872, S. 18. 2) Bgwfr. 11, 617. 3) Dingl. 179, 445.

chem das von eisernen Platten eingefasste Glättloch *f*, mit zuweilen in Condensationskammern führender Esse darüber (Tarnowitz, Freiberg, Schemnitz, Oberharz), durch ein Vorsetzblech zu schliessen, wohl mit Haken zum Auflegen des Gezähes versehen (Braubach), seltener der Feuerbrücke *m* (Ungarn, Siebenbürgen), als den Formen (Kannen) *e* schräg gegenüber. *g* Blechloch zum Eintragen des Herdmaterials und der Werke zum Nachsetzen derselben und zum Abzug der Feuergase, mittelst eines an einer Kette befestigten Bleches mehr oder weniger zu schliessen (in Freiberg Schürloch genannt), mit einer Esse oder mit Condensationsvorrichtungen in Verbindung. *e* Formen oder Kannen (bald eine, bald zwei), wegen Entstehung reicherer Glätten dem Glättloche nicht gerade gegenüber zu legen (Vialas, Pontgibaud) mit an Stäben (Angeln) hängenden eisernen, thonüberzogenen, stellbaren Klappen (Klippen, Schnepper, Blätter, Flatter) vor den Formaugen zur Direction des Windes. *l* Feuerungsraum, wohl mit Unterwind und Wassersumpf im Aschenfall versehen (Lohe); seltener aus einem gusseisernen Kasten gebildet, in welchem kalte Luft circulirt

Fig. 119.

(Ungarn)[1]) zur Kühlung der Herdmasse an der Feuerbrücke. *p* Aschenfallthür. *k* Krahn zum Abheben des auf dem Ziegelkranz *d* ruhenden Treibehutes (Haube) von Eisenblech, innen an Federn mit Thon überzogen, oder aus einem mit Eisendraht ausgeflochtenen und mit Thon überzogenen Gerüst (Tarnowitz) oder aus einem eisernen Gerippe bestehend, welches mit Hohlsteinen (in Ungarn z. B. mit Agalmatolith) ausgefüllt ist (Ems, Stadtgrund, Braubach); frühere eiserne Haube 2400 Kil., jetziges Gerüst mit Hohlsteinen 900 Kil. schwer. Seltener werden die Hauben an einem Charnier aufgeklappt (Pribram).

1) Oest. Ztschr. 1856, S. 55.

Bewegliche Hauben gestatten festen gemauerten gegenüber bequemere Arbeit, rascheres Abkühlen des Ofens und Brennstoffersparung, weil erstere flacher sein können. Gasreiche Brennstoffe erfordern eine höhere Haube, als gasarme.

Fig. 120.

2. Treibofen für Steinkohlenfeuerung. Derselbe besitzt einen durch Füchse mit dem Herdraume in Verbindung stehenden Schornstein von grösserer Höhe oder bei Anwendung von Unterwind von minderer Höhe. Steinkohlenöfen.

Fig. 121. Beispiele.

Tarnowitzer Ofen[1]) (Fig. 121, 122). *x* Kreuzabzüge. *m* Schlackenherd, mitten 183 Mm. hoch. *n* Steinherd, 183 Mm. dick. *d* Mergelherd von 2.67 M. Durchmesser. *w* Form mit Schnepper. *h* Rost. *i* Aschenfall (mit Unterwind). *b* Schürloch. *f* Feuerbrücke, jetzt mit 3 Zungen (statt 1 in der Zeichnung). *p* Füchse, welche zu Anfang des Treibens beim Einschmelzen der Werke mit der Esse *t*, beim Anlassen des Gebläses aber mit dem zu den Condensationskammern führenden Canal *v* communiciren,

1) Preuss. Ztschr. 14, Taf. VIII; 15, 61, Taf. I.

nachdem der Schieber *s* geschlossen. *g* Kuppel aus 850 Kil. schwerem Eisengerüst mit Drahtgeflecht und Thonausfüllung (S. 228), von 2.5 M. Durchm. und 0.47 M. Höhe, 1.26 M. über dem Mergelherd. *l* Glättloch, mittelst Schornsteins und Rohr mit der Esse *t* in Verbindung.

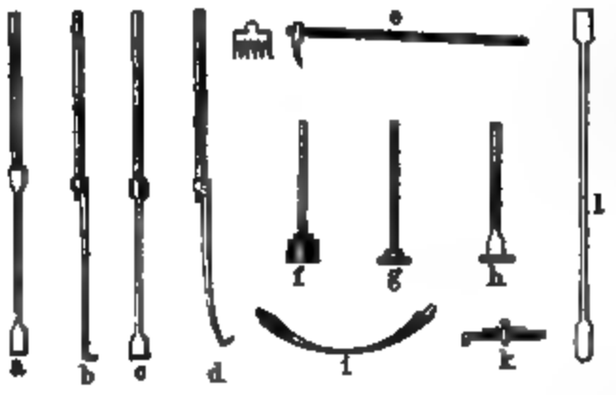
Fig. 122.

Lautenthaler Treibofen[1]) (Oberharz) Durchmesser des Herdes 2.668 M., Feuerbrücke am Rost 0.86, am Herde 1.1 M. breit und 0.45 M. dick, 0.37 M. über dem Rost und 0.26 M. über dem Steinherd; Entfernung des Steinherdes in der Mitte bis zum Auflager der beweglichen Haube 1.1 M., Dicke des Barnsteinherdes 0.1 M., des Schlackenherdes 0.23 M., Höhe der Kreuzcanäle 0.41 M., Rost 0.86 M. lang und 0.43 M. breit, Aschenfall mit Unterwindrohr von 0.2 M. Weite, 0.812 M. hoch. Weite des Herdraumes oben beim Auflager der Haube 2.03 M. 4 Füchse für den Rauch gehen in einen Canal nach unten in Flugstaubkammern, geräumiger als die daneben befindlichen für den Schmelzofenrauch (ganze Länge des Kammerraumes 26 M., Breite 18.345 M.). Rauchabführungsrohr über dem Glättloch nach dem Rauchcanal hin.

In Mexico hat man combinirte Röst-, Schmelz- und Treiböfen.[2])

Gezäh. 3. Treibofengezäh. Man hat z. B. auf dem Oberharze nachstehende Gezähstücke (Fig. 123).

Fig. 123.



a Glättemeissel. *b* und *c* Glättehaken. *d* Abziehhaken, an welchem ein Holzknüppel (Streichholz) angespiesst wird. *e* Mergelkrahle. *f*, *g* und *h* hölzerner, bleierner und eiserner Stampfer zum Herdmachen. *i* Schrappe. *k* Spurscheere. *l* Silbermeissel.

Manipulationen beim Abtreiben.

Beim Abtreiben können folgende Manipulationen vorkommen:

Herdschlagen.

1. Herdschlagen. Die feuerfeste Unterlage für das zu behandelnde Werkblei darf weder chemisch auf das Bleioxyd einwirken, noch sich in der Hitze verändern (nicht reissen, Gase entwickeln u. s. w.) und muss zur Abkürzung des Treibens die Fähigkeit besitzen, etwas Bleioxyd einzusaugen.

Diesen Bedingungen entspricht weniger Seifensiederasche als Mergel bei seiner gleichmässigeren Beschaffenheit und der Fähigkeit, nicht so viel Bleioxyd und Silberoxyd einzusaugen als jene, was auf das Metallausbringen günstig einwirkt. Man hat entweder natürliche Treibmergel, welche auf dem Oberharze[3]) 21.22—22.24 Kieselsäure, 5.39—6.76 Thonerde, 3.54—5.39 Eisenoxyd, 65.65—66.41 Kalkerde und 1.05—2.22 Magnesia enthalten, häufiger aber künstlich durch Vermengen von kalkigem mit thonigem Mergel, Thonschiefer oder Thon, sowie von Kalkstein oder gebranntem Kalk mit Thon im Volumverhältniss von 3—4 : 1 zusammengesetzt werden. Der Mergel wird gepocht, durch ein Sieb mit etwa 9—10 Löchern pro Q.-Cm. geworfen, gleichmässig befeuchtet, so dass

1) B. u. h. Ztg. 1872, S. 415 Fig. 20 auf Taf. 11. 2) B. u. h. Ztg. 1870, S. 367. 3) B. u. h. Ztg. 1853, S. 241.

er sich in der Hand ballt, ohne das Gefühl der Nässe zu hinterlassen, mit der Krahle *e* (Fig. 123) geharkt, umgeschaufelt und nochmals gesiebt.

Man stampft den Mergel mittelst hölzerner *f*, bleierner *g* oder eiserner Stampfer *h* (Fig. 123) entweder schichtenweise auf oder bringt die ganze Herdmasse auf einmal ein und stampft sie erst mit den Füssen, dann mit Stampfern concentrisch so ein, dass der Herd hinreichend fest ist (mit dem Finger keine Eindrücke annimmt), die gehörige mittelst Setzwage zu bestimmende Form hat, damit sich immer ein gleichmässiger Glättrand erhält — gehöriges Auskrempen mittelst Schrappe *i* (Fig. 123), nicht zu flach wegen schweren Glättens und nicht zu tief wegen längerer Treibzeit und mehr Brennmaterialaufwand, grösste. Höhe in der Hölle und vor der Brust, damit das Treiben nicht kahl geht; bei unebenem Herde bleiben für sich abtreibende Bleisümpfe stehen [1]) — und hinreichend dick ist. Am tiefsten Punkte wird mittelst der Spurscheere *k* (Fig. 123) eine kreisrunde Vertiefung, die Blickspur, zur Ansammlung des Silbers etwa 13 Mm. tief ausgeschnitten je nach Silbermenge von 260—790 Mm. Durchmesser. Die im Glätteloche befindliche Mergelmasse (Brust, Damm) muss sehr fest gestampft und hinreichend hoch sein.

Werkeeinsatz.

2. Einsetzen der Werke. Man setzt bei abgenommener Haube oder durchs Blechloch etwa $^2/_3$ Werke vor das Flammloch, bei Steinkohlenöfen vor den Fuchs, so dass eine Gasse zwischen Glättloch und Kanne offen bleibt, und $^1/_3$ in die Hölle, lässt dann den Hut auf ein Lehmlutum nieder, versetzt das Glättloch lose mit Steinen und hängt den lehmüberzogenen Eisenschnepper vor die Form.

Das ganze Werkequantum wird entweder auf einmal eingesetzt (S. 225) oder erst ein Theil und der andere jedesmal bei Beginn der Glättperiode oder, wenn man erst reinere Handelsglätte erzielen will, später mittelst Furkel oder Gems (zweizackige Gabel zum Fassen der Werkbleischeiben) durch das Glätteloch nachgetragen, wobei die alte tiefere Glättgasse unter Abstellung des Windes zugemacht, eine höhere geöffnet und so lange nachgesetzt wird, bis diese zu laufen beginnt. Man setzt die Werke häufiger direct auf den Herd, als auf Stroh und bedeckt sie zuweilen mit Holzscheiten und glühenden Kohlen (Freiberg).

Einschmelzen.

3. Einschmelzen der Werke. Langsames 4—5 St. dauerndes Feuern zum Einschmelzen der Werke und Absondern eingemengter Substanzen, namentlich Schwefelmetalle als schwarzer, mussiger, zuweilen sandiger Abzug (S. 92, 224), welcher, wenn sich bei unreinen Werken viel davon gebildet hat (Unterharz), mittelst eines angespiessten Streichholzes durchs geöffnete Glättloch abgezogen und dann auf Werkblei und Stein verschmolzen wird oder, wenn bei reineren Werken nur wenig davon erzeugt ist, bei verstärktem Feuer (Weichfeuern) und angelassenem Gebläse oxydirt und als Abstrich (S. 92, 224) in schlackigen Fluss gebracht wird.

Abstrichperiode.

4. Abstrichperiode. Abziehen, seltener Ablaufenlassen des anfangs dunkeln schaumigen, noch Schwefelmetalle, weniger aber strengflüssigere Oxyde von Eisen, Zink und Kupfer enthaltenden Abstrichs mittelst Streichholzes *d* (Fig. 123) auf die Hüttensohle,

---

1) Pribramer Silberdiebstahl in B. u. h. Ztg. 1869, S. 8.

Separirthalten des darauf abgezogenen antimonreichen zähflüssigen grünlich braunen Abstrichs, welcher allmälig in Glätte übergeht, damit eine immer gelbere Farbe und statt schlackigen einen kurzen Fluss annimmt. Erster und letzter Abstrich gehen in die Schmelzarbeiten zurück, der mittlere antimonreiche kommt zur Hartbleifabrikation (S. 92).

Bei sehr reinen Werkbleien ist die Abstrichperiode nur kurz (Tarnowitz), bei unreinen, namentlich antimonreichen länger (Lohe, Müsen). Abzug und Abstrich nennt man auf Ungarischen Hütten wohl Glättschlacke. Schon nach dem Wegnehmen des Abstrichs zeigt sich der sogenannte Herddrang, ein Blasenwerfen, hauptsächlich veranlasst durch die bei der hohen Temperatur ausgetriebene Feuchtigkeit, weniger durch die Kohlensäure des Herdmaterials, zu mildern durch vorheriges sorgfältiges Abwärmen des Herdes.. Der Herddrang muss vor dem Blicken verschwinden. Zu starker Herddrang kann Herdtheile loslösen und das Blei in wallende Bewegung versetzen (es kommt dann Blei in die Glätte), in welchem Falle man eine Milderung der Temperatur so lange vornimmt, bis die Wasserdämpfe ihren Weg grossentheils nach den Feuchtigkeitsabzügen genommen haben.

Glätteperiode.

5. Glätteperiode. Reinigen der Brust von anhaftendem Abstrich, Herstellung der Glättegasse (Spur) in derselben mittelst eines eisernen Glätthakens *b* und *c* (Fig. 123) oder eines sägenartigen Instrumentes bis fast zum Rande des Bleibades und mit Fall nach aussen, bei Steinkohlentreiböfen Stellen des Schiebers im Schornstein, so dass der Bleirauch in die Condensationskammern gelangt, und Ablaufenlassen der gebildeten Glätte, wobei hauptsächlich nachstehende Momente in Rücksicht kommen:

a) Temperatur, zu Anfang des Treibens stärker, dann zur Verminderung der Metallverluste möglichst niedrig, gegen Ende des Processes wieder stärker. Kennzeichen zur Beurtheilung der Temperatur: Farbe und Flüssigkeitsgrad der Glätte, mehr oder weniger lebhafte Rauchbildung; bei richtiger Temperatur ist die Glätte hellroth und so viel Rauch vorhanden, dass man das Treiben mindestens bis zur Hälfte übersehen kann; bei zu hoher Temperatur dicker Bleirauch, in der Gasse stark einfressende und bis auf die Hüttensohle hinabfliessende hitzige Glätte; Mehreindringen derselben in den Herd; bei zu niedriger Temperatur Aufhören der Bleidämpfe, rasches Erstarren der spärlich entstehenden dunkelfleckigen silberreichen Glätte, langsames Treiben.

b) Windführung. Windstellung mittelst beweglicher Düse oder Schneppers und Pressung (20—22 Mm.) müssen so sein, dass der Wind anfangs die Glätte an der Ofenperipherie entlang dem Glätteloch zutreibt (bei zu heftigem Wind fliesst Blei aus dem wallenden Metallbade mit der Glätte aus), Zuführung eines grösseren Windquantums bei höherer Temperatur in der letzten Hälfte des Treibens wegen gesunkenen Spiegels, dann Direction des Windstromes mehr auf die Mitte des Metallbades. Die Vertheilung des Windes aus einer mundförmigen Form (S. 226) oder durch Schnepper beschleunigt den Process. In der Glätteperiode giebt man zu Anfang 3—3.s Cbm. Wind pro Min. (Tarnowitz), in der letzten Hälfte steigert man Temperatur und Windmenge (auf 6—8 Cbm.), weil

der zu heizende Herdraum grösser und die Legirung strengflüssiger wird.

c) Glättgasse (Spur). Dieselbe soll so tief sein, dass bei Abstellung des Gebläses die Glätte von selbst nicht ausfliesst, wohl aber in schwachem continuirlichen Strome bei wirksamem Gebläse unter Erhaltung eines die Metallverflüchtigung vermindernden Glättrandes (S. 223) von etwa 0.3—0.5 M. Breite, insofern man nicht vorzieht, zur noch weitern Beeinträchtigung der Metallverflüchtigung — allerdings unter Verlangsamung des Treibens — sich das Metallbad immer ganz mit Glätte bedecken und dieselbe dann periodisch zum grössten Theil abzulassen (Holzappel, Ungarn, Ems). Mit sinkendem Metallspiegel, der beim Nachsetzen von Werken eine Zeit lang immer wieder auf seinen Stand gebracht wird, muss die Glättegasse immer nur so weit mittelst Glättehakens. *b* und *c* und Glättemeissels *a* (Fig. 123) vertieft werden, dass weder Werkblei austritt, noch die Glätte zu rasch abfliesst, weil dann ihr Gehalt an Silberoxyd vom Blei nicht zerlegt werden kann. Hält man zu viel Glätte anhaltend auf dem Bade, so steigt in Folge anzuwendender höherer Temperatur zum Flüssigerhalten der Glätte der Bleiverlust durch Verflüchtigung und der Herd saugt mehr Glätte ein; bei zu wenig Glätte oder zu schnellem Abfluss derselben verdampft mehr Metall und es entsteht silberreiche Glätte.

d) Glätteabführung. Die unreine, braune oder grüne Glätte vom Anfange des Processes (kupferige, schwarze, wilde, Fuss-Glätte), welche als Manipulationsglätte in die Schmelzarbeiten zurückgeht, lässt man über die Ofenbrust entweder auf die Hüttensohle fliessen und hier zu Klumpen (Batzen) erstarren oder man leitet sie in einen mit Wasser gefüllten Holzkasten behuf des Granulirens (Niederungarn). Eine grüne Farbe kann ausser von einem Kupfergehalt von einem Eisengehalt, z. B. aus den Pattinson'schen Kesseln, herrühren. Die nach der ersten unreinen erfolgende silberarme reine Glätte lässt sich je nach ihrer weitern Verwendung in Gestalt dichter Stücke von gelber Farbe zum Frischen (Frisch-, gelbe, Silberglätte) oder als rothes, schuppiges, leicht zerreibliches Product (rothe, Gold-, Handelsglätte) erhalten. Ersteres Product erfolgt vorwaltend in flachen Stücken von unregelmässiger Gestalt (Schwarten, Schalen), wenn man die aus dem Glätteloch tretende Glätte auf eine Eisenplatte fliessen lässt und sie mit Wasser begiesst (Tarnowitz), letztere dagegen durch Ansammeln der Glätte zu 1000—1500 Kil. schweren Batzen vor der Glättgasse auf der Hüttensohle und Erkaltenlassen im Luftzuge (Oberharz) oder Einlaufenlassen der Glätte in einen auf einer Wagenaxe ruhenden Halbcylinder, welcher beim Lösen eines denselben horizontal haltenden Gewichtes sich um eine Axe kippen und den Glätteinhalt herausfallen lässt (Ems), oder durch Einfliessenlassen der Glätte in mittelst eines Gabelwagens zu transportirende gusseiserne Töpfe von abgestumpft konischer Form bei etwa 125 Kil. Inhalt, oder in gusseiserne Kästen mit 65 Mm. dicken Wänden, oder in ein durch Anstellen eines gebogenen Eisenbleches an die Ofenwand gebildetes

Bassin, Erstarrenlassen darin und Umstülpen im ersteren Falle, im letzteren Fortfahren der Batzen auf einem Wagen[1]). In beiden Fällen zerfallen die Klumpen bei reiner Glätte, weit weniger bei kupfer- und antimonhaltiger, nach einigen Stunden, namentlich im Luftzuge oder beim Begiessen mit Wasser, sie reissen nach allen Seiten hin auf und die Glätte aus den Spaltungen zeigt bei schön rother Farbe ein schuppiges Gefüge, während die rasch erstarrten Randpartien dichte und feste Stücke für den Frischprocess geben. Es absorbirt nämlich geschmolzene Glätte Sauerstoff[2]) aus der Luft, welcher beim Erkalten des Glättekegels entweicht, diesen dabei nach allen Seiten hin aufreisst und in den Spaltungen ohne chemische Veränderung der Glätte den obigen Aggregatzustand hervorbringt. Das zeitweilige Ablassen grösserer Glättemassen in die Töpfe befördert die Entstehung von rother Glätte mehr als ein continuirlich ausfliessender dünner Glättestrahl. Man befreit aus den zerschlagenen oder unter hölzernen Stempeln zerkleinten Glätte-Batzen oder Kegeln die rothe Glätte auf Cylindersieben oder Rättern (z. B. 1.15 M. lang und 0.31 M. breit bei 16 Maschen pro Q.-Cm.) von gelber Glätte und eingemengten Bleikörnchen[3]), welche letztere z. B. bei Verwendungen zu Glasuren störend wirken können. Seltener wird gelbe Frischglätte durch Mahlen, Schlämmen, Trocknen, Walzen und Windseparation in Handelswaare verwandelt (Pontgibaud[4]).

Die letzte Glätte (reiche, Scheide-, Vorschlagglätte), etwa die letzten 200—500 Kil., sind silber- und auch wohl wismuthreich und gehen gemeinschaftlich mit der ersten Glätte unter dem Namen Vorschläge ins Schmelzen zurück. Treibt man nur bis auf den Schwarzblick (S. 226), so zapft man minder reiches Reichblei durch Vertiefen der Glättegasse in einen vor dem Glättloch befindlichen, während des Treibens mit einer Platte überdeckten Sumpf ab (Tarnowitz bei zu 10 Proc. concentrirtem Reichblei) oder bei reicheren Concentrationswerken, z. B. mit 40—80 Proc. Silber legt man in den Schwarzblick von 1—1.5 M. Durchmesser Messer (Silberborten) ein, kühlt denselben durch mittelst einer Blechrinne zugeführtes warmes Wasser ab, hebt den Treibhut empor und zerschrotet den Blick auf dem Boden des Treibherdes (Niederungarn).

Periode des Blickens.

6. Periode des Blickens. Gegen das Ende des Treibens ziehen sich über das stark leuchtende Silber (S. 223) netzförmig zusammenhängende Glättaugen (das Blumen des Silbers) und verschwinden zuletzt, indem sich die Glätte nach dem Rande hin und damit ein eigenthümlicher Schein über das Silber zieht und der Silberspiegel frei bleibt (Blicken).[5])

Das durch verschiedene Dicke der Bleioxydhaut z. B. bei Silberproben entstehende Farbenspiel[6]) gewahrt man im Treibofen nicht

---

1) B. u. h. Ztg. 1865, S. 436, Taf. 10, Fig. 24. 2) Kerl, Met. 1, 775. Percy-Rammelsberg. Bleihüttenkunde S. 9. Oest. Ztschr. 1869, S. 364. 3) Dingl. 194, 84. 4) Kerl, Met. 4, 177. 5) Dingl. 108, 287. B. u. h. Ztg. 1847, S. 204. Bgwfr. 10, 67. 6) Karst. Arch. 2 R. 22, 631.

wegen Influirung der Flamme, noch zu grosser Unreinheit des Silbers und nicht dazu geeigneter Form des Kuchens. Seltener wird das Blicksilber mit 5—10 Proc. Unreinigkeiten und mehr im Treibofen selbst bei erhöhter Temperatur mit (Ungarn) oder ohne Anwendung von Gebläseluft (Müsen) während 1—3 St. bis zum Eintritt einer völlig spiegelnden Oberfläche bis zu einem etwa 996 Tausendstel Feinsilber enthaltenden Producte gefeint, als noch in einem besonderen kleineren Apparate einem Feinirprocesse (Feinbrennen, Feinschmelzen, Raffiniren) unterworfen (S. 221). Nach eingetretenem Blick werden je nach der Grösse des Silberkuchens behuf dessen bequemerer Zerkleinerung an einem Stiel lose befestigte Messer[1]) (Silberborten) in das flüssige Metall eingelegt oder nicht, dasselbe mittelst warmen, dann kalten Wassers abgekühlt, bei abgestelltem Gebläse und abgehobenem Treibehute der Silberkuchen (Blick, Blicksilber) mittelst des Silbermeissels (Fig. 123) losgelöst, ganz oder in Stücken herausgenommen, mit Wasser abgeputzt, getrocknet verwogen und zerschlagen. Oder man hebt die Haube ab, zieht die Roststäbe heraus, löscht die Cinder ab und nimmt nach 5—6stündigem Abkühlen das Silber heraus (Tarnowitz). Nach dem Erkalten des bleiischen Herdes, nach etwa 20 Stunden, prüft man denselben auf Silberwurzeln (Anbrüche), welche den Lücken am Silberkuchen entsprechen müssen, zerschlägt die Herdmasse in Stücke und sondert den bleihaltigen obern Theil, zu den Vorschlägen (S. 234) gehend, von dem bleifreien, der wieder zum Treiben genommen wird. Zu Pontgibaud[2]) kühlt man das Blicksilber mit kaltem Wind, indem Kühlwasser leicht Wurzeln in den Herd schlägt. Selten wird das Blicksilber ausgekellt (Kongsberg).

Producte vom Abtreiben haben nachstehende Zusammensetzung: Producte.

	1	2	3	4	5	6	7	8	9
Bleioxyd	37.9	56.2	63.6	84.4	67.6	88.8	89.2	89.5	68.0
Wismuthoxyd	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Kupferoxyd	5.0	1.2	—	0.8	0.4	—	—	0.2	Spr.
Eisenoxyd	5.8	5.7	—	—	4.4	—	0.6	2.6	4.0
Zinkoxyd	5.4	4.9	7.0	5.2	0.2	—	—	1.5	—
Silberoxyd	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Antimonsäure	5.2	0.5	28.6	9.0	—	—	—	—	14.0
Arsensäure	—	3.2	—	—	19.7	6.2	5.8	0.7	—
Antimonige Säure	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Arsenige Säure	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Kieselsäure	—	—	1.6	—	—	—	—	—	—
Thonerde	—	—	—	—	7.6	5.0	4.4	—	14.0
Kalkerde	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Schwefel	7.3	—	—	—	0.3	—	—	—	—
Blei	34.9	24.4	—	—	—	—	—	—	—

1 und 2. Abzug von Pontgibaud von Berthier und Rivot. — 3—15 Abstrich. 3 erster A. von Poullaouen. 4 letzter A. ebend. 5 und 6 A. von Katzenthal, erster und letzter. 7 und 8 A. von Poullaouen. 9 zweiter A. von Holzappel.

1) B. u. h. Ztg. 1865, S. 436, Taf. 10, Fig. 21. 2) B. u. h. Ztg. 1851, S. 360.

	10	11	12	13	14	15	16	17	18
Bleioxyd	82.2	95.5	67.13	53.28	62.63	52 52	96.21	—	—
Wismuthoxyd	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Kupferoxyd	—	0.5	Spr.	0.05	—	—	0.82	0.76	0.95
Eisenoxyd	—	0.3	Spr.	0.58	3.13	—	0.41	—	—
Zinkoxyd	—	1.1	0.38	—	—	—	1.31	—	—
Silberoxyd	—	—	—	—	—	—	0.003	—	—
Antimonsäure	17.6	—	31.10	42.30	29.34	43.58	—	0 14	1.56
Arsensäure	—	2.3	—	2.34	—	—	1.21		
Antimonige Säure	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Arsenige Säure	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Kieselsäure	—	—	—	—	3.86	3.18	—	—	—
Thonerde	—	—	—	—			—	—	—
Kalkerde	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Schwefel	0.4	—	2.23	0.07	—	—	—	—	—
Blei	—	—	—	0.45	—	—	—	—	—

	19	20	21	22	23	24	25	26	27
Bleioxyd	96.35	94.68	99.69	58.13	97.11	97.72	90.208	70.6	66.95
Wismuthoxyd	—	—	—	35.25	0.15	—	—	—	—
Kupferoxyd	1.35	0.59	0.04	0.28	0.18	0.13	0.032	—	0.27
Eisenoxyd	0.66	0.59	Spr.	—	0.19	0.39	0.212	—	2.81
Zinkoxyd	—	—	—	—	0.07	—	—	—	—
Silberoxyd	—	—	—	0 71	—	0.004	0.007	—	0.02
Antimonsäure	—	—	—	—	Ni	0.10	0.370	—	—
Arsensäure	—	—	—	—	—	—	0.071	—	1.35
Antimonige Säure	—	—	0.02	—	1.50	—	—	C	3.40
Arsenige Säure	—	—	—	—	—	Mg	0.601	Mg	5.44
Kieselsäure	0.45	0.59	—	3.75	0.80	0.10	1.130	3.5	6.20
Thonerde	3.19	2.00	—	—	—	—	0.375	1.5	2.35
Kalkerde	—	—	—	—	—	0.75	1.830	11.2	10.40
Schwefel	—	—	—	—	—	C	4.912	13.2	—
								Sonstiges	
Blei	—	—	—	—	—	—	—	—	—

10 A. von Villefort. 11 A. von Freiberg. 12 A. von Altenauer Reichwerken nach Ernst. 13 A. von Kapnik nach von Lill. 14 A. von Clausthal, nach Rammelsberg, drittel antimonsaures Bleioxyd. $3\,PbO + Sb_2O_5 = Pb_3\,Sb_2\,O_8$. 15 A. von Siegen nach Rammelsberg, Halbantimonsaures Bleioxyd $2\,PbO + Sb_2O_5 = Pb_2\,Sb_2\,O_7$ mit 0.36 Fe, 0.36 Cu. — 16—25. Glätte, 16—20 Freiberger Gl., gelbe, zwei Frischglätten, rothe und schwarze. 21 Clausthaler Rastofenglätte. 22 Unterharzer letzte Glätte vom Reichtreiben. 23 Lautenthaler Glätte. 24 Gl. von Pribram (sonstige Pribramer Treibproducte in B. u. h. Ztg. 1867, S. 419). 25 Von Rodna in Siebenbürgen. Tarnowitzer Stückglätte vom Armtreiben mit 0.0012 Proc. Ag und rothe Schuppenglätte vom Reichtreiben mit 0.0015 Proc. Ag enthielten resp. 0.190 und 0.120 ZnO und 0.320 und 0.310 Fe_2O_3. — 26—27 Herd. 26 Herd v. Joachimsthal. 27 Von Neusohl.

Beispiele.

Abtreiben ohne Nachsetzen mit Holz.

Oberharz.

Oberharz.[1]) Einsatz von 8400 Kil. Werken in 3.14 M. weite Oefen, Herdmachen 3, Einfeuern $2^1/_2$—3, Weichfeuern 2, Abstrichperiode 2—4, Glättebildung bis zum Blick 22 St., zusammen 32 St. Erfolg bei $6^1/_2$—7 Proc. Bleiverlust von 13 Kil. Blicksilber mit 93 Proc. Ag, 6250 Kil. arme Glätte mit 0.0012 Proc. Ag und 90 Proc. Pb, 800 Kil. erste und letzte Glätte mit 0.0015 Proc. Ag und 90 Proc. Pb, 750 Kil. Abstrich mit 0.0012 Proc. Ag. und 80 Proc. Pb, 1700

1) Kerl, Met. 4, 183. Ebend. ähnliche Processe am Unterharz, zu Victorfriedrichshütte, Pribram, Ems, Pontgibaud, Kongsberg (Berggeist 1871, S. 13).

Kil. Herd mit 0.0175 Proc. Ag und 57 Proc. Pb. Neuerdings Abtreiben mit Steinkohlen und Unterwind.[1])

Abtreiben ohne Nachsetzen mit Steinkohlen.

Tarnowitz. Tarnowitz.[2]) Herdinhalt für 8250 Kil. Armwerke 0.71 Cbm., für 6500 Kil. Reichwerke 0.59 Cbm.; Einschmelzen nach 4—5 St., Abziehen geringer Mengen gebildeten Abstriches; Erhöhung der Temperatur bis zur Rothgluth während 1 St. behuf Einleitung des Treibens, Verschliessen des Schiebers im Schornstein, um die Bleidämpfe in die Flugstaubkammern zu entlassen (S. 229), Glättebildung 16—18 St., 5—6stünd. Abkühlen des Ofens bei abgenommener Haube, Herausholen des Blicksilbers, Ausbrechen des Herdes nach 20 St. 100 Werkblei geben 90.75 Glätte und 19.86 sonstige Producte mit 23.64 Steinkohlen. Abgang an Blei 2.49 Proc., an Silber 0.08 Proc. — Aehnlicher Process zu Vialas.[3])

Lautenthal. Lautenthal. Abtreiben (Ofen S. 230) von 6000 Kil. Reichwerken von der Zinkentsilberung bei Eintränkung von 175—200 Kil. silberreichen zinkischen Oxyden, sobald die Abstrichperiode eingetreten ist; gemeinschaftliches Verfrischen der erfolgten Abzüge, Abstriche, Glätten und Herd und Entsilberung des dabei erfolgenden Bleies mit 0.2—2.5 Proc. Ag. Dauer des Herdschlagens 2 St., des Abtreibens 30—33 St.; Verbrauch von 700—750 Kil. Steinkohlen und 4—4¾ Schock Waasen pro Treiben; Erfolg von 88 Proc. Vorschlägen (Glätte und Abzüge) und 15—16 Proc. Herd vom Treibgut; Windpressung bei 37 Mm. Düsenweite 20—26 Mm.; bei kupferhaltigen Silbern nochmaliges Antreiben des Blicksilbers mit einer dem Kupfergehalt entsprechenden Bleimenge.

Abtreiben mit Nachsetzen.

Freiberg. Freiberg.[4]) Einsatz von 6500 Kil. raffinirtem Werkblei in den Treibofen Fig. 118—120, Einfeuern, Anlassen des Windes (5.6 Cbm.), Nehmen des Abzuges und Abstrichs, Erzeugung von etwa 1500 Kil. reiner Glätte in Batzen, wiederholtes Nachsetzen von 4 Bleiblöcken, so dass man in 3 Tagen oder 72 St. 17000 Kil. raffinirtes Blei vertreibt und erhält: 100 Kil. Abzug und gewöhnlich wenig Abstrich, 1500—3000 Kil. rothe Glätte mit circa 0.005 Proc. Silber, 12000—14000 Kil. gelbe Glätte, 2000—2400 Kil. Herd, 220—225 Kil. Blicksilber mit 0.3—0.33 Thle. Holz auf 1 Thl. Werkblei. Neuerdings Concentrationstreiben behuf Erzielung wismuthreichen Herdes. Sonstige Beispiele[5]) für Holz: Altai; für Steinkohlen: Siegen, Holzappel.

Concentrationstreiben.

Zsarnovitz. Zsarnovitz[6]) in Ungarn. Treibofen von 3.2 M. Durchmesser, Einsatz 800—850 Kil. (erst zur Hälfte, dann nachgesetzt), Abtreiben bis auf 0.95—1.6 M. des Bleibades, Abkühlen des 40—80procentigen Schwarzblickes nach Einlegen eines Zertheilungsmessers mit Wasser, Zerschroten desselben behuf des Reichtreibens; noch 1—3stündiges starkes Feuern nach dem Blicken behuf des völligen Feinens, Verbrauch von 2.5—3.8 Cbm. Holz auf 1000 Kil. Werke; Zeitdauer für 800—850 Kil. Werke 72 Stunden. Bleiverlust 5—6 Proc. incl. des Abganges beim sibirischen Glättfrischen (S. 91). — Auch in Tarnowitz[7]) findet ein Concentriren von Armblei statt, insofern es die Nachfrage nach Verkaufsglätte nöthig macht.

Freiberg. Freiberg. Einsetzen von 900 Kil., Nachsetzen von 26500—27000 Kil. in 106 St. bis zum Schwarzblick, Abtreiben des Reichbleies in einem kleineren Treibofen behuf Erlangung wismuthreichen Herdes.

94. Englischer Treibprocess.[8]) Charakteristisch dafür sind die Beweglichkeit des Treibofenherdes (S. 225), das Concentrations- und Reichtreiben und das Feinen des Blicksilbers im Ofen selbst. Oxydationsluft kann durch ein Gebläse oder durch Wasserdampf zugeführt werden. Wesen des Processes.

---

1) B. u. h. Ztg. 1866, S. 52; 1872, S. 415. 2) Kerl, Met. 4, 189. Preuss. Ztschr. 15, 61. B. u. h. Ztg. 1867, S. 33. 3) Kerl, Met. 4, 190. 4) Kerl, Met. 4, 191. B. u. h. Ztg. 1865, S. 435. Plattner-Richter's Vorles. 2, 256. 5) Kerl, Met. 4, 191. 6) B. u. h. Ztg. 1866, S. 106. Oest. Ztschr. 1871, S. 55. 7) Kerl, Met. 4, 195. Preuss. Ztschr. 15, 65. 8) Percy-Rammelsberg, Bleihüttenkunde S. 117.

Treibofen. Der Treibofen hat nachstehende Construction (Fig. 124—127):

Fig. 124.

Fig. 125.

Fig. 126.

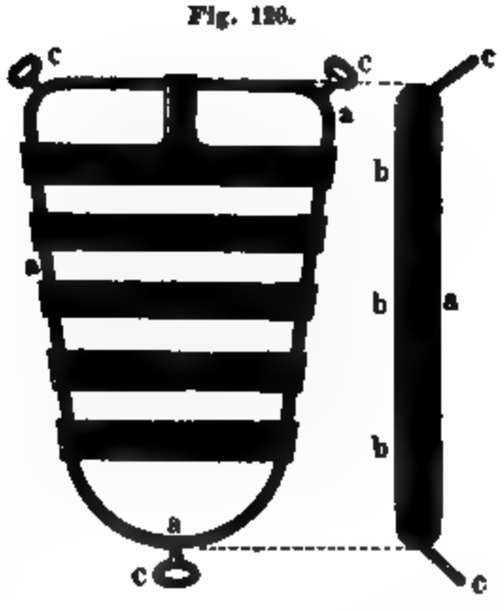


Fig. 127.

a Testring aus einer flachen Eisenstange von 0.1 M. Breite, 0.013 M. Dicke und 1.4 M. Länge hergestellt, mit angenieteten Querstangen *b* am Boden. *c* Handhaben daran. Der Ring wird mit einer Masse aus Knochenmehl, mit Wasser und 2¼ Proc. Potasche angeknetet, mittelst eisernen Schlägels vollgestampft, geebnet und dann eine Mulde *t* 54 Mm. tief so eingeschnitten, dass dieselbe an 3 Seiten einen etwa 132 Mm. breiten Rand erhält, an der vorderen etwa 0.9 M. breiten Seite bei *m* aber die Herdmasse (Brust) etwa 0.33 M. breit stehen bleibt. Dieselbe erhält mehrere Oeffnungen *h*, nach welchen hin man Glättgassen *i* ausschneiden und somit die Glätte nach unten in einen untergesetzten zweirädrigen Topf mit Handhabe entlassen kann. Der Test wird seitlich in den Herd geschoben, sein Rand correspondirt mit einem Ring (Compassring) im Herde und er wird durch 4 eiserne Keile befestigt, welche zwischen Boden des Testrahmens und eisernen Unterlagsstangen geschoben werden. *f* Schürloch. *d* Kessel zum Werkbleischmelzen. *e* Schornstein oder nach unten gehender Zug, durch zwei Füchse mit dem Testraum verbunden. *g* Rauchesse. *l* Form, durch welche Gebläseluft oder Wasserdampf eintritt, welcher Luft mit fortreisst. Die Fugen zwischen Test- und Compassring werden mit Testmasse verstrichen.

Manipulationen. Die Manipulationen sind folgende: Füllen des gehörig ausgetrockneten und zur Temperatur der schmelzenden Glätte erhitzten Testes mit flüssigem Blei aus dem Kessel *d* durch eine in den Test führende Rinne (ein Test von 1.22 M. Länge, 0.76 M. Breite und 0.1 M. Tiefe fasst 426.3 Kil. Blei), Anlassen des

Gebläses, Entfernung der flüssigen Glätte durch die Glättgasse in der Brust nach unten in den Rädertopf, wiederholtes Nachsetzen von flüssigem oder auch festem Blei, im letzteren Falle durch zwei seitliche Oeffnungen neben der Form; Ablassen der bis zu einem gewissen Silbergehalt (z. B. von 5 auf 90 Tausendtheile oder von 4060—5075 Kil. Einsatzwerken bis auf 50.8 Kil. Blei) angereicherten Werke etwa alle 24 St. in einen vierrädrigen grösseren Topf, indem mittelst eines eigenthümlichen Bohrers von unten ein Loch *n* an der Seite des Testes eingebohrt wird, nach welcher man ihm etwas Neigung gegeben hat; Zustopfen der Oeffnung und Wiederholung des Concentrirens; Reichtreiben der Schwarzblicke auf einem neuen Test bei Entstehung von silberreicherer Glätte und Blicksilber, welches bei stärkerer Feuerung unter wiederholtem Abziehen oberflächlich abgeschiedener Unreinigkeiten während 2—6 St. gefeint wird, bis dasselbe vollständig spiegelt, Abkühlen und Offenerhalten der Oberfläche des Silbers durch Rühren zur Milderung des Spratzens. Obige Bleimenge lässt sich in 16—18 St. in Glätte verwandeln. Es lassen sich auf einem Test wöchentlich 20000—25000 Kil. Blei mit etwa 140 Proc. Steinkohlen bei 5 Proc. Bleiverlust abtreiben.

2. Capitel. Feinen des Blicksilbers.

95. Allgemeines. Das brüchige Blicksilber enthält noch bis 10 Proc. Unreinigkeiten, namentlich Blei und Kupfer, auch wohl Antimon, Arsen, Wismuth und Nickel, welche durch ein oxydirendes Schmelzen mehr (Blei, Wismuth, Eisen) oder weniger leicht (Kupfer, Antimon, Arsen) zu entfernen sind, zuweilen auch durch Schmelzen mit Oxydations- und Solvirungsmitteln (Borax, Salpeter) weggeschafft werden. Theorie.

Bei bleifreien Silbern befördert man die Oxydation der fremden Metalle durch einen Bleizusatz, seltener macht man das Metallbad bei Anwesenheit von schwertreibendem und Strengflüssigkeit herbeiführendem Nickel und Kobalt durch einen Kupferzusatz hitziger. Bei grösserem Kupfergehalt kann man diesen beim Silber lassen und eine ductile Legirung beider erzeugen, dagegen machen schon geringe Mengen Antimon, Arsen und Wismuth das Silber spröde. Die gebildeten Oxydationsproducte werden von dem Herdmaterial eingesogen, welches aus Knochenasche, Seifensiederasche oder Mergel bestehen kann.

Die Feinirmethoden, für eine kleinere oder grössere Production sowie für reinere oder unreinere Blicksilber verschieden, haben einen differirenden Werth hinsichtlich des Brennstoffverbrauches und der Silberverflüchtigung. Seltener wird das Feinen gleich im Treibofen vorgenommen (S. 226) und liefert dann einen meist nicht über 997 Tausendtheile gehenden Feingehalt. Feinirmethoden.

Als Producte erfolgen dabei: Producte.

1) Brand-, Feinsilber[1]), Brandstücke, raffinirtes Silber meist mit einigen Tausendtheilen fremder Stoffe, meist Pb, zuweilen Cu und Spuren von Bi, As und Sb, auch wohl von Au; es pflegen Brandsilber.

1) Kerl, Met. 1, 712; 4, 903.

die Brandstücke an der oberen Seite einen um mehrere Tausendtheile höheren Silbergehalt als an der Unterseite zu besitzen. Oft schon geringe Mengen fremder Stoffe, z. B. Wismuth, Antimon, Arsen u. s. w. können, wie bemerkt, das Silber spröde machen, desgleichen ein Ausgiessen bei zu hoher Temperatur. Dieselbe ist richtig, wenn sich eine schwache Kruste auf der Oberfläche des Metalles gebildet hat und dieses breiartig werden will.

Als Kennzeichen der Feine können gelten: eine völlig spiegelnde, gelbweisse Oberfläche (namentlich des Nachts zu sehen), fleckenlose rein silberweisse Ansätze an einem ins Metall eingetauchten Probehäkchen oder Feineisen, gleichmässiges Ansehen von Granalien oder der Oberfläche einer Löffelprobe (bei noch vorhandenem Blei zeigt die Oberfläche strahlenförmige Zeichnungen), auf dem Bruche sehr feines, gleichmässiges Korn und Atlasglanz, Unzerbrechlichkeit eines dünnen Zains bei mehrmaligem Hin- und Herbiegen, Auflöslichkeit in Salpetersäure ohne Rückstand und Spratzen einer Löffelprobe (Spratzprobe) oder von Tropfen am Rührhaken beim Abkühlen, ein Emporreissen der erkaltenden Oberfläche in Folge von beim Schmelzen absorbirten und beim Abkühlen entweichenden Sauerstoffs.

Nach Lucas absorbirt Silber das 20fache seines Volumens Sauerstoff, welcher nach Plattner, Deville und Debray sich mit dem flüssigen Silber vermischendes Silberoxyd erzeugt. Dieses kann unter der Abkühlung nicht bestehen und entlässt den Sauerstoff gewaltsam. Ein Blei- und Kupfergehalt verhindern das Spratzen, nicht aber ein Goldgehalt. Man sucht dem Spratzen, da dasselbe mechanische Silberverluste herbeiführt, entgegenzuwirken durch Offenerhalten der erstarrenden Oberfläche mittelst Rührhakens, Aufwerfen von mit intensivem Lichte verbrennender Kohlenlösche, Bedecken während der Abkühlung u. s. w. Ein spiegelndes Silber kann auf dem Bruche grau, übergaar, dann spröde sein in Folge eines Gehaltes an Silberoxyd, welcher durch Aufstreuen von Kohle beseitigt wird. Das Spratzen tritt auch unter einer Decke von Salpeter, nicht aber von Kochsalz und Potasche ein. Seifenwasser oder Bier, früher zum Abkühlen des Silbers angewandt, kann wegen Gehaltes an organischer Substanz das Spratzen beeinträchtigen oder ein Bleioxydhäutchen reduciren, wodurch das Silber ein schöneres Ansehen erhält.

Nach Christomanos schmilzt das Silber im Kalkofen vor dem Knallgasgebläse zunächst, wird weissglühend und stösst einen hellblauvioletten Dampf aus, welcher als grauer Anflug auf einem kalten Porzellanscherben sich absetzend, aus Silber und Silberoxyd besteht. Feinzertheiltes Silber versprüht in blauweissen Funken, geht in Silberoxyd und Superoxyd über und verflüchtigt sich erst, wenn sich durch Zusammenschmelzen grössere Silberkügelchen gebildet haben. Mit Kupfer legirt erhitzt, entweichen lauchgrüne Dämpfe von kupferhaltigem Silber und es bleibt silberhaltiges Kupfer grossentheils oxydirt zurück. Bleilegirung hinterlässt unter Bleiverflüchtigung Silber.

Testasche. 2. Testasche, Silberkrätze, das mit Metalloxyden und Silberkörnern vermengte Herdmaterial, zuweilen reich an Wismuthoxyd, wenn solches auch in den Erzen und Zwischenproducten nicht nachzuweisen ist. Die Metallisches enthaltenden Massen werden, insofern man nicht Wismuth daraus gewinnen kann, für sich geschmolzen oder an Bleiarbeiten, ausgehaltene Silberkörner zum Blicksilber gegeben und die noch brauchbare Testasche wieder verwandt.

Krätzen. 3. Krätzabzüge werden auf trocknem Wege (durch Blei) oder auf nassem (z. B. mittelst Schwefelsäure in Mansfeld) entsilbert.

96. Feinirmethoden. Es kommen zur Anwendung:

1. Das Feinbrennen im Treibofen. Von diesem Verfahren war bereits die Rede (S. 226). Feinbrennen.

2. Feinbrennen vor dem Gebläse. Dieses nur wenig Brennmaterial und einen einfachen Apparat erfordernde Verfahren ist bei bedeutender Silberverflüchtigung schwierig zu leiten und nur bei sehr unreinen, namentlich Antimon und Arsen enthaltenden Silbern wegen der kräftig oxydirenden Wirkung in Anwendung gekommen, z. B. früher in Freiberg. Feinbr. vor dem Gebläse.

Aelteres Freiberger Verfahren.[1]) Einstellen eines Testes (Fig. 128), einer mit Aescher oder Mergel *b* ausgeschlagenen eisernen Schale *a* mit 285—288 Mm. weiter und etwa 78 Mm. tiefer Aushöhlung vor eine mit stechender Form versehene Brandmauer unter einer Mantelesse (ähnlich wie im Kupfergaarherd S. 154), Einsetzen des Silbers in Bruchstücken, Umgeben des Testes mit einem blechernen Mantel, Anfüllen des von demselben eingeschlossenen Raumes mit todten, vor der Form mit einigen glühenden Kohlen, Anlassen des Gebläses, Einschmelzen des Silbers, Wegnehmen des Blechkranzes, Abziehen der glühenden Kohlen und wiederholtes Einlegen von Holzsplittern zwischen Test und Form, so dass von letzterer aus eine Art Löthrohrflamme auf die Silberoberfläche geblasen wird, bis dieselbe nach öfterem Umrühren spiegelt und am Probehäkchen fleckenlose Tropfen giebt (S. 240), Abstellen des Gebläses, vorsichtiges Abkühlen des Silbers mittelst Wassers wegen Spratzens und Herausnehmen des Brandstückes aus dem Test. Feinen von 10—15 Kil. Silber mit 0.6 Cbm. Luft pro Min. in 1—1½ St. mit 0.07 Cbm. Holzkohlen und 0.034 Cbm. Holz. Beispiel. Freiberg.

Fig. 128.

3. Feinbrennen unter der Muffel. Reinlicher und rationeller, auch leichter auszuführen als die vorige Methode, erfordert dieses namentlich für bleiische, sonst weniger verunreinigte Silber passende Verfahren viel und theures Brennmaterial (Holzkohlen) und die Silberverflüchtigung, obgleich geringer als im vorigen Falle, ist doch merklich, so dass dasselbe nur noch wenig Anwendung findet (früher auf dem Ober- und Unterharze, auf ersterem durch Raffiniren im Flammofen ersetzt). Feinbr. unter der Muffel.

Ober- und Unterharz[2]). Einsetzen des mit Mergelmasse oder Aescher ausgeschlagenen Testes *i* (Fig. 129—131) mit 340 Mm. weiter und 78 Mm. tiefer Aushöhlung in den bauchigen Feinbrennofen *b* von 575 Mm. Höhe, 549 Mm. Weite mitten, 445 Mm. Weite unten und 314 Mm. Weite oben, Aufsetzen der Muffel *h* auf den Test, Schliessen der Vorwand durch die lose Mauer *g* bis auf die Arbeitsöffnung *h*, Eintragen des Blicksilbers durch letztere in den Test, Füllen des Ofens *b* mit todten und einigen glühenden Kohlen, so dass erstere unter Zuleitung von Luft durch Schlitze *e* im Mauerwerk *a* und aus diesen abgehende Beispiel. Ober- und Unterharz.

Fig. 130. Fig. 129. Fig. 131.

1) Winkler, Freiberger Schmelzprocesse 1857, S. 143. 2) Kerl, Oberharz. Hüttenpr. 1860, S. 465; Desn. Unterharz. Hüttenpr. 1861, S. 136.

Züge *f*, welche durch *c* und *d* auch an der Hinterwand mit der Aussenseite communiciren, in Gluth gerathen; Einschmelzen des Silbers bei mit groben Kohlen zugelegter Muffelmündung, wiederholtes Oeffnen derselben und Umrühren des Silbers mit einem Haken (etwa alle halbe Stunden), bis dasselbe vollkommen spiegelt, letzte $^1/_2$stündige Hitze, Abkühlen des Feinsilbers mit Wasser unter Offenerhalten der Oberfläche beim Spratzen und Herausnehmen des Brandstückes. Einsatz 22.5—25 Kil., Einschmelzen 2 St., Feinen etwa 3 St., Verbrauch 0.23 Cbm. Holzkohlen.

Victor-Friedrichshütte.

Victor-Friedrichshütte am Unterharz. Aufstellen der mit alter Treibmergelasche und Knochenmehl ausgeschlagenen Teste auf hochkantig gestellte Steine, so dass die Hitze auch den Test von unten trifft. Ausbringen von 95.1 Proc. Feinsilber mit 300 Kil. Kohlen auf 100 Kil. Blicksilber.

Lohe.

Loher Hütte. Test aus Kalk und Lehm im überwölbten mit Füchsen im Gewölbe versehenen Oefchen geschlagen, in Intervallen aufgestellte Steine rings um den Test herum, welche mit einem thonüberzogenen Blech bedeckt werden; unterer Theil der Vorwand durch lose Mauerung bis auf eine zu dem Ofeninnern führende Oeffnung geschlossen, darüber eine Thür. Züge an der Hinterwand. Einsatz 35—50 Kil., Einschmelzen bei geschlossener Vorwand, Stehenlassen ohne zu rühren bis zum Spiegeln während 10—12 St., Verbrauch 4.4—5.5 Hectoliter Holzkohlen.

Raffiniren im Flammofen.

4. Feinbrennen (Raffiniren) im Flammofen. Das am häufigsten, namentlich für grössere Productionen angewandte Verfahren, in ökonomischer Beziehung am vortheilhaftesten. Für kleinere Productionen macht man den Flammofenherd ähnlich wie bei den englischen Treiböfen beweglich (S. 238), d. h. man schlägt den Testring ausserhalb des Ofens mit Herdmaterial aus, schiebt denselben auf einem Wagen in den Ofen und schraubt ersteren so weit empor, dass der Test in eine richtige Stellung zur Feuerbrücke und zum Fuchs gelangt (Tarnowitz, Kongsberg). Für grössere Productionen (bis zu 1250 Kil.) schlägt man den Herd innerhalb des Ofens und macht zur bequemeren Arbeit das Herdgewölbe wohl beweglich in Gestalt einer Eisenhaube (S. 228) oder einzeln wegnehmbarer Gewölbsteine (Freiberg, Holzappel, Oberharz), oder auch unbeweglich (Mansfeld, Pribram). Bei zweiherdigen Oefen dient der obere Herd zum Vorwärmen des Silbers, der untere zum Feinbrennen (Poullaouen). Als Brennmaterial verwendet man Steinkohlen (Freiberg, Pribram, Oberharz), Holz (Holzappel, Kongsberg) oder Generatorgase (früher in Mansfeld); bei ersteren beiden wird zweckmässig Unterwind angewandt (Oberharz); letztere gestatten, allerdings unter Anwendbarkeit von Brennstoffabfällen (z. B. Kohlenlösch) eine weniger einfache Leitung des Betriebes und lassen keine so momentane Regelung der Temperatur zu. Hinter der Feuerbrücke zugeführte Gebläseluft begünstigt die Oxydation, aber auch den Silberverlust; erhitzter Gebläsewind beschleunigt den Process unter Brennstoffersparung (Kongsberg). Die Oefen müssen scharf ziehen, rasch die Hervorbringung einer hohen Temperatur gestatten und deshalb bei hinreichend hoher Esse einen im Verhältniss zum Herd geräumigen Feuerungsraum besitzen. Das Herdmaterial besteht aus Knochenmehl (Tarnowitz, England) ohne Tränkung mit Potaschenlösung (S. 238) zur Verhütung einer Sinterung, Aescher, natürlichem oder künstlichem Mergel, Chamotte oder seltener, wie zu Kongsberg, aus einem Gemenge von feingepochter und gesiebter Schwarzkupfer- oder Eisen-

frischschlacke mit wenig Thon, welche Masse sich demnächst nach Aufnahme von Blei, Silber u. s. w. leichter durch Schmelzen zugutemachen lässt, als Knochenmehl und Mergel.

Man sucht den Feinprocess bei einer hohen und gleichmässigen Temperatur behuf Verminderung der Metallverluste möglichst abzukürzen.

Feinirverfahren.

Das Verfahren beim Feiniren weicht etwas ab je nach der Construction des Ofens und zwar

Beweglicher Ofenherd.

a) bei Oefen mit beweglichem Herd (ähnlich Fig. 125). Einstampfen der Testmasse in den ovalen Testring, Trocknen derselben, Ausschneiden einer ovalen muldenförmigen Vertiefung zur Aufnahme des Blicksilbers, Glätten derselben mit einer polirten Kugel, Einschieben des Testes in den Herdraum (Poullaouen) oder Feststellen des auf einen Wagen horizontal gesetzten und damit emporgeschrobenen Testes mit der Silberfüllung in der betreffenden Oeffnung der gusseisernen Herdplatte, lebhaftes Feuern bis zum Rothglühen des Silbers, dann schärferes Feuer, Umrühren des eingeschmolzenen Silbers mit einem Haken, wonach die entstandene Glättehaut theils von der Herdmasse, auch wohl von auf das Bad gebrachten Stücken einer schon gebrauchten Testmasse aufgesogen, theils verdampft wird, wiederholtes Rühren, Zurückschieben der zuletzt noch entstehenden Glätteaugen an den Rand, bis die Oberfläche spiegelt und am Haken adhärirende Theile beim Abkühlen spratzen, Einstellen des Feuerns, Erniedrigung der Temperatur durch Oeffnen des Schür- und Arbeitslochs; Senken des Wagens, wenn die Oberfläche des Silbers zu erstarren beginnt, Hervorziehen des Wagens, Offenerhalten der Oberfläche mittelst eines Hakens zur Mässigung des Spratzens, Ausheben des Brandstückes (Tarnowitz); auch wohl Abstechen des flüssigen Silbers durch den Boden des Testes in zu bedeckende Formen (England, Poullaouen) oder Neigen des an Zapfen aufgehängten Herdes und Entleeren seines Inhaltes in Formen (Kongsberg), seltener Ausschöpfen des Silbers in Formen, wenn mehrere Chargen hinter einander gemacht werden sollen.

Beispiele. Tarnowitz.

Tarnowitz.[1]) Einsatz von 51 Kil. Blicksilber mit 97.3 Proc. Ag in die Testgrube von 445 Mm. Länge, 314 Mm. Breite und nach der Mitte zu bis 78 Mm. Tiefe, Zeitdauer 5—6 St.; Testmasse aus Knochenmehl und wenig Thon; Erstarrenlassen des Silbers auf dem Test nach vorgezogenem Wagen; sehr reines Silber mit 0.999 Feingehalt. Auf 100 Brandsilber 245 Steinkohlen.

Kongsberg.

Kongsberg.[2]) Testmasse: Schwarzkupfer- oder Eisenfrischschlacke mit Thon, beweglicher Test zum Emporschrauben und Kippen, Zuführung von heissem Wind hinter der Feuerbrücke.

Poullaouen.

Poullaouen.[3]) Zweiherdiger Ofen, unterer beweglicher Herd, Einsatz von 20—21 Kil. Blicksilber in $2^1/_2$—3 St. gefeint mit 1 Ton. Holz, Feingehalt des in Formen abgestochenen Brandsilbers 997 Taus.

Unbeweglicher Ofenherd.

b) Bei Oefen mit festem Herde (ähnlich Fig. 90, 91, nur ohne Oeffnung *s* und mit beweglichem Gewölbe), Schlagen des Herdes, nachdem das Material dazu, z. B. Mergel, 1—2 Tage zuvor angefeuchtet worden, Abwärmen desselben bis zur Rothgluth während

1) Kerl, Met. 4, 210. Preuss. Ztschr. 15, 68. 2) Kerl, Met. 4, 211. Berggeist 1872, S. 18. B. u. h. Ztg. 1855, S. 117; 1856, S. 164; 1862, S. 437. 3) Kerl, Met. 4, 211. B. u. h. Ztg. 1859, S. 350.

8—12 Stunden, Aufsetzen des Silbers zu mehreren Malen, jedesmal nach Flüssigwerden des vorigen Einsatzes, möglichst rasches Einschmelzen des Silbers bei dicht verschlossenen Thüren unter einer Decke von Holzkohlen und Sägespähnen zur minderen Silberverdampfung, Durchrühren, Abziehen der Krätze, Zuleitung von Zugluft durch die geöffnete Arbeitsthür (Mansfeld, Pribram) oder von schwacher Gebläseluft durch Canäle seitlich der Feuerbrücke (Freiberg, Oberharz), wiederholtes Umrühren und Abziehen der Krätze bis zum Feinwerden (Spiegeln, vollständige Weisse und Atlasglanz der Schöpf- und Granalienprobe, dehnbar ohne Kantenrisse), nachdem vorher wohl 3—4 mal Testasche zur Absorption der Metalloxyde aufs Metallbad gestreut worden (Pribram, Freiberg), Abstellen des Windes, nochmalige starke Hitze, Auskellen des zur Verhütung des Spratzens und von Silberverflüchtigung mit Holzkohle bedeckten Feinsilbers mit überthonten angewärmten Eisenblechkellen von 0.2 M. Durchm. bei fortgesetzter Feuerung und zeitweiligem Schliessen der Arbeitsthür, damit das Silber flüssig bleibt, in zu bedeckende thon- oder kalküberzogene Blechformen auf einem Tische mit aufgebogenem Blechrand (Freiberg), oder Abstechen des Silbers durch eine Eisenröhre in mit Herdmasse überkleidete Teste, welche in der Reihe auf einem Schlitten stehen und allmälig untergeschoben werden (Holzappel), Ausbrechen des Herdes.

Beispiele.

Freiberg. Freiberg.[1]) Ofen mit beweglicher Eisenhaube, 1.1 M. langem und 0.85 M. breitem Herd, Gewölbe 0.25 M. über der Feuerbrücke, Rost von 0.96 Q.-M. Fläche, Flammloch davor $^1/_2$, Fuchs $^1/_{12}$, Esse 19.8 M. hoch, 0.47 M. weit bei $^1/_4$ der Rostfläche Querschnitt; Herd aus Mergel ruht auf einem Chamotteherd, dieser auf einer Eisenplatte; Einschmelzen von 1000—1250 Kil. Blicksilber in 3 St., Zulassen von Gebläseluft aus Düsen von 0.018 M. Weite, ganze Dauer 10—12 St., 3—3$^1/_2$ Proc. Silberabgang, 996—998 Taus. Feingehalt. Auf 1 Silber 0.6 Steinkohlen. Nutzung der Testasche zur Wismuthgewinnung.

Lautenthal. Lautenthal (Oberharz).[2]) Ofen sehr ähnlich dem Ofen Fig. 90 und 91, nur fehlt *s*; *r* ist eine verschliessbare Oeffnung, um während des Betriebes und bei vorzunehmenden Reparaturen in den Ofen zu gelangen. Die Chamottehaube, durch eiserne Rippen zusammengehalten, ist beweglich. Der Mergelherd ruht auf einer 12 Cm. dicken Chamottesteinschicht, diese auf einer 14 Cm. dicken Schlackenschicht, diese auf einer Eisenplatte, mit Kreuzcanal darunter. Muldenförmiger Herd 260 Cm. lang, an der Feuerbrücke 80, in der Mitte 175 und am Fuchsende 30 Cm. breit; Feuerbrücke 80 Cm. lang, 49 Cm. breit, 30 Cm. über dem Herd und 45 Cm. über dem Rost von 64 Q.-Cm.; Höhe des mit Unterwind versehenen Aschenfalls 53 Cm. Durch Düsen hinter der Feuerbrücke treffen die Windstrahlen in 59 Cm. Entfernung hinter dieser zusammen; Fuchs 35 Cm. lang, Esse 33 Cm. breit und 48 Cm. lang. Ganzer Ofen 3.38 M. lang und 2.8 M. breit. Höhe des Flammloches 27.5 Cm. Einsatz 650—700 Kil. Blicksilber (der Ofen kann 800 Kil. fassen), Zeitdauer 10—12 St., bei kupferhaltigem Silber länger unter wiederholtem Bleizusatz; Verbrauch pro 100 Kil. Blicksilber 70 Kil. Steinkohlen und 10 Stück Waasen. Erfolg von 93.5 Proc. Brandsilber mit 995 Taus. Feingehalt; Windpressung bei 24 Mm. Düsenweite 8—10 Mm. Quecksilber.

Pribram. Pribram.[3]) Elliptischer Ofenherd 1.4 M. lang, in der Mitte 1.1 M., an der 0.47 M. breiten Feuerbrücke 0.73 M., am 0.16 M. langen Fuchs 0.32 M. breit. Rost 0.55 M. breit, 0.74 M. lang und 0.4 M. unter der Feuerbrücke, nach unten führender Zugcanal 0.474 M. Herd aus Holz- und Knochenasche 0.37 M. dick. Einsatz 1020 Kil., Dauer 5—6 St., mit 280—336 Kil. Steinkohlen.

---

1) Kerl, Met. 4, 214. B. u. h. Ztg. 1865, S. 436. 2) B. u. h. Ztg. 1872, S. 415. 3) Oest. Ztschr. 1858, S. 52. Kerl, Met. 4, 213.

Mansfeld. Mansfeld.[1]) Herd 1.41 M. lang, 1.2 M. breit und 0.44 M. unter dem Gewölbe, 131 Mm. hoher und 522 Mm. breiter Fuchs in Flugstaubkammern mündend, Befeuerung mit Holzkohlengas; 131—157 Mm. starker Herd aus Aescher und 12 Proc. Kalk, Einsatz 500 Kil. Cementsilber, Zeitdauer 12 St., Verbrauch 23 Hectolit. Holzkohlen und 2 Schock à 60 Stück Waasen; Ausbringen 73 Proc. Silber mit 980—983 Taus. Feingehalt; Aussaigern der Abzugskrätzen in demselben Flammofen auf Krätzsilber (zum Raffiniren) und Rückstand (Silberkrätze), letzterer, so wie die Herdmasse gesiebt, Siebfeines mit Schwefelsäure im Flammofen erhitzt, Silbersulfat ausgelaugt, Rückstände zum Rösten des Kupfersteines. — Jetzt: Schmelzen des Cementsilbers in grossen hessischen Tiegeln, seitdem ersteres kupferfreier beim Ziervogel'schen Process erhalten wird.

Holzappel. Holzappel. Herd aus Thon und Kalkstein mit übergedeckter Muffel; Raffiniren von 200 Kil. Blicksilber in 9 St. mit 200—300 Kil. Steinkohlen, Abstechen des Feinsilbers in Testformen (S. 244), Niederdrücken des spratzenden Silbers mit einem Holzstab, Aufdecken eines Blechdeckels.

Tiegelschmelzen. 4. Feinschmelzen in Tiegeln. Dasselbe, seltener bei Blicksilber, als den unreinern Amalgamir- und Cementsilbern angewandt, gewährt im Vergleich zum Feinbrennen unter der Muffel eine Ersparung an Brennmaterial und eine Verminderung der Silberverflüchtigung, ist aber mehrfach bei grösseren Productionen der wohlfeileren Flammofenarbeit gewichen. Es kommen dabei nachstehende Manipulationen vor: Eintragen des Silbers in die angewärmten Tiegel (Graphittiegel[2]) bei Cokes- oder Holzkohlenfeuerung im Windofen, oder besser gusseiserne Tiegel[3]) mit Flammenfeuerung, am sichersten schmiedeeiserne Tiegel, deren Material aber nicht aufblättern[4]) darf); Einschmelzen, Nachsetzen von Silber, bis der Tiegel hinreichend gefüllt. Bei reineren Silbern Abziehen des Krätzes und wiederholtes Aufstreuen von Testasche an den Rand behuf Aufsaugens von Bleioxyd u. s. w. (früher in Pribram), bei unreineren Silbern Zusatz von Oxydations- und Solvirungsmitteln (Salpeter, Pottasche, Glaubersalz, Borax, Quarz), Darstellung der Feuerung bis zum völligen Flüssigwerden der Schlacke, Abziehen derselben mittelst durchlöcherten, thonüberzogenen Schaumlöffels, Durchrühren und nochmaliges Schlackenziehen, nöthigenfalls Wiederholung des Zuschlags von Reagentien, bis das Silber fein (spiegelnd) geworden, Ausschöpfen desselben wohl unter Kohlendecke und bei nicht zu hoher Temperatur in angewärmte Eisenformen; Stampfen und Sieben der Krätzen zur Abscheidung von Silberkörnern, Einträuken des Siebfeinen beim Abtreiben oder chlorirendes Rösten behuf Extraction des Silbers.

Beispiele. Schmöllnitz. Schmöllnitz.[5]) Allmäliges Einschmelzen von 112 Kil. Cementsilber aus antimonhaltigen Rohkupfern und Speisen im Graphittiegel, Zusatz von $^1/_2$—$2^1/_2$ Kil. Potasche (behuf Zerlegung von Chlorsilber) und $^1/_8$—$^1/_2$ Kil. Salpeter (zur Oxydation von Kupfer, Antimon u. s. w.), 5—6stündiges starkes Feuer, Abnehmen der Schlacke, Ausschöpfen mit thonüberzogenem schmiedeeisernen Löffel, chlorirendes Rösten der zerkleinten und gesiebten Schlacke, Verbrauch von 0.19—0.38 Kil. Kohlen auf 100 Kil. Barrensilber.

Arany-Idka. Arany-Idka.[6]) Schmelzen von Amalgamationssilber in gusseisernen Tiegeln von 737 Mm. Durchmesser und 632 Mm. Höhe im Windofen, Zusatz von Potasche, Salpeter und Glaubersalz, Abnehmen der geschmolzenen Schlacke, Durchrühren, nochmaliges Schlackenziehen, Ausschöpfen des spiegelnden Silbers.

---

1) Kerl, Met. 4, 215. 2) Grützner, Augustinsche Extraction 1851, S. 115. 3) B. u. h. Ztg. 1843, S. 406; 1853, S. 455. Dingl. 167, 36. Gasschmelzofen der Stockholmer Münze in B. u. h. Ztg. 1868, S. 290. 4) B. u. h. Ztg. 1864, S. 274. 5) Oest. Ztschr. 1867, S. 33. 6) Kerl, Met. 4, 221.

Mansfeld. **Mansfeld.** Umschmelzen des Cementsilbers in Graphit- oder Eisentiegeln unter Aufstreuen von Knochenasche, Borax oder Salpeter.

Sonstige Beispiele[1]) geben Pontgibaud und Vialas, früher Freiberg und Pribram.

3. Capitel. Pattinson's Krystallisationsprocess.

Zweck. **97. Allgemeines.** Das Pattinsoniren (S. 221) bezweckt in erster Linie die Concentration des Silbers aus einer grossen Quantität silberarmen, nicht treibwürdigen Bleies in einer geringen Menge Reichblei, welche dann treibwürdig wird; in zweiter Linie kann dieselbe aber auch bei silberreicheren Bleien gewisse Vortheile gegen deren directes Abtreiben gewähren (S. 221).

Theorie. Der Process[2]) beruht darauf, dass aus silberhaltigem geschmolzenen Blei bei einer gewissen Temperatur sich silberarme Bleikrystalle ausscheiden, während ein silberreicher flüssiger Theil zurückbleibt, die beide entweder durch Ausschöpfen des festen oder durch Abzapfen des flüssigen Theiles von einander getrennt werden.

Dieses Verhalten des silberarmen Bleies ist abnorm, da sonst bei Trennung von Legirungen in der Hitze der schwerer schmelzbare Theil fest zurückbleibt, und liegen dem Processe wohl noch nicht näher gekannte physikalische Verhältnisse zum Grunde (Krystallisationstendenz der reinen Bleimoleküle, Freiwerden von latenter Wärme bei Entstehung der Krystalle, welche sich der flüssig bleibenden Legirung mittheilt, geringere specifische Wärme und niedrigerer Schmelzpunkt[3]) der Legirung, als des reinen Bleies u. s. w.). Bei silberhaltigen Steinen hat man auch ein Auskrystallisiren silberärmerer Massen wahrgenommen.[4])

Da sowohl die flüssige Legirung einer noch weiteren Anreicherung ihres Silbergehaltes bedarf, sowie auch die Krystalle, welche in Folge isomorpher Mischung oder adhärirender Mutterlauge noch einen gewissen Silbergehalt besitzen, weiter zu entarmen sind, so werden beide Theile, ein jeder für sich, wiederholt Krystallisationen unterworfen, bis nach der einen Seite hin entarmtes Handelsblei, Armblei (Analysen S. 99) mit gewöhnlich nicht über 0.001 Proc. Ag (Probirblei hält nur 0.00015—0.00016 Proc. Ag), auf der andern abzutreibendes Reichblei erfolgt.

Während für die Grenze der Entarmung die Fabrikationskosten entscheidend sind, so lässt sich die Anreicherung nach Reich[5]) nicht weiter als bis auf $2^1/_4$ Proc., nach Dick bis auf 2.14 Proc. Ag treiben (man geht meist nicht über 1.7 Proc. hinaus), indem bei dieser Grenze die ganze flüssige Bleimasse Tendenz zur Krystallisation zeigt und dann Krystalle und Mutterlauge nahezu gleichen Silbergehalt annehmen. Dieses hat seinen Grund einmal darin, dass silberärmere Legirungen von Silber und Blei einen niedrigeren Schmelzpunkt haben, als das Blei (z. B. eine Legirung mit 0.0065 Proc. Ag bei 321° C., mit 0.476 Proc. Ag bei 309°), die Legirung aber den möglichst niedrigen Schmelzpunkt besitzt, wenn das Blei etwa $2^1/_4$ Proc. Ag enthält; Legirungen von gleichen Theilen beider Metalle und noch von 3 Thl. Pb auf 1 Thl. Ag sind strengflüssiger als reines Blei (334°). Während die einzelnen Krystallindividuen bei grauer zum Anlaufen geneigter Farbe um so grösser und lockerer ausfallen, je silberärmer sie sind, so werden sie mit zunehmendem Silbergehalt immer kleiner und lassen sich bei obiger Grenze von $2^1/_4$ Proc. von der silberreichen Lauge wegen geringer Grösse nicht hinreichend mehr trennen.

---

1) Kerl, Met. 4, 218, 219, 220. 2) Grateau in Mon. sc. 1870, p. 233. 3) B. u. h. Ztg 1860, S. 136. 4) B. u. h. Ztg. 1869, S. 290. 5) B. u. h. Ztg. 1862, S. 251, 328.

Auch erfolgt die Krystallbildung überall schwieriger und erst dann, wenn die flüssige Masse ihrem Erstarrungspunkte nahe kommt.

Haupt-Factoren beim Pattinsoniren.

Von wesentlichem Einfluss auf den Erfolg des Pattinsonirens sind:

Krystallisirsystem.

1) Das gewählte Krystallisationssystem[1]) hinsichtlich der Theilung der Einsatzbleimenge in Krystalle und Mutterlauge.

In der Praxis wird dasjenige System in ökonomischer Beziehung als das zweckmässigste anzusehen sein, bei welchem es zur Erlangung des Maximums von Reich- und Armblei der wenigsten Kesselschöpfungen bedarf. Da trotz wiederholter Versuche, z. B. von Stetefeldt[2]), ein mathematisches Gesetz, nach welchem für Blei von einem gewissen Silbergehalt nur ein einziges Verfahren den grössten Vortheil gewährt, noch nicht hat aufgefunden werden können, so ist die Praxis vorwiegend für reichere Bleie bei dem Drittelsysteme, für ärmere bei dem Achtelsysteme stehen geblieben, d. h. das Einsatzblei wird so getheilt, dass bei den einzelnen Schöpfungen resp. $^2/_3$ und $^7/_8$ Krystalle erzielt werden, und $^1/_3$ und $^1/_8$ angereichertes Blei zurückbleiben. Dieses mag darin seinen Grund haben, dass bei den ganz anfangs schon von englischen Hütten gewählten Zahlen 3 und 8 der Gehalt des angereicherten Bleies in ersterem Falle nahezu ums Doppelte und im zweiten ums Dreifache wächst, was eine gewisse Uebersichtlichkeit des Processes gewährt. Es kann sich empfehlen, bei armen Bleien die Anreicherung mit dem Achtelsystem zu beginnen und mit dem Drittelsystem zu beendigen. Die reicheren Freiberger Bleie mit 500—700 Grm. Silber in 1000 Kil. Blei würden nach den Formeln[3])

$$n = \frac{\log.\ \frac{b}{a}}{\log.\ p}, \qquad n' = \frac{\log.\ \frac{c}{d}}{\log.\ q}$$

(worin bezeichnen: a den Gehalt des Werkbleies z. B. 500—600 Gr.; b den Gehalt des Armbleies, 2 Grm.; c den des Reichbleies, 1500 Grm.; n u. n' die fragliche Anzahl Operationen zur Erzeugung von resp. Arm- und Reichblei; p und q Verhältniss zwischen der Entarmung und Anreicherung, bei der Drittelmethode 0.62 und 1.76, bei der Achtelmethode 0.714 und 3), bei der Drittelmethode 13—14 Operationen (zum Entarmen 11—12, zum Anreichern 2), nach der Achtelmethode aber 17—18 Operationen (16—17 zum Entarmen, 1 zum Anreichern) erfordern. Bei dem in England angebahnten, in Freiberg ausgeführten, von Stetefeldt[4]) theoretisch beleuchteten Drittelsystem mit Zwischenkrystallen[5]), welches bei einer geringeren Anzahl Schöpfungen, also mit Ersparung an Arbeit und Brennmaterial bei längerer Kesseldauer, aber mit grösserem Metallverlust zum Ziele führen soll, wird eine Kesselfüllung in drei Theile getheilt, z. B. eine solche von 10000 Kil. Einsatzblei in 6500 Kil. ärmere Krystalle, 2500 Kil. reichere Zwischenkrystalle und 1000 Kil. zurückbleibender reicher Mutterlauge. Auf dem Oberharz[6]) gewährte dieses Verfahren keine Vortheile.

Das Drittelsystem gestattet im Vergleich zum Achtelsystem eine continuirliche Arbeit und liefert keine Reserven von verschiedenhaltigen Zwischenproducten, wie letzteres, sondern nur Arm- und Reichblei, bedarf aber erhebliche Quantitäten gleichzeitig in Arbeit zu nehmenden Werkbleies (z. B. zu Tarnowitz 85000—100000 Kil.). Bei der Achtelmethode, die mit einem oder mehreren Kesselpaaren ausgeführt wird, veranlasst die jedesmalige Entleerung der Kessel, das Probiren und Aufbewahren der verschiedenen Zwischenwerke, bis hinreichende Mengen davon von gleichem Nebengehalt für eine Krystallisation angesammelt sind, mehr Fabrikationskosten und es leidet die Uebersichtlichkeit des Betriebes.

Temperatur.

2) Richtige Leitung der Temperatur.

Bei zu hoher Temperatur hört die Krystallbildung auf, bei zu niedriger wachsen die Krystalle zusammen und schliessen mehr reiche Mutterlauge ein. Man regelt die Temperatur durch luftdichten Verschluss der Thüren, Schieber, im

---

1) B. u. h. Ztg. 1869, S. 367. 2) B. u. h. Ztg. 1863, S. 64, 69, 77; 1869, S. 368. 3) B. u. h. Ztg. 1865, S. 423. 4) B. u. h. Ztg. 1863, S. 297, 381. 5) Kerl, Met. 4, 126, 146, 147. B. u. h. Ztg. 1865, S. 423. 6) B. u. h. Ztg. 1866, S. 253.

Fuchs, Decken des Rostes mit Asche, Aufspritzen von Wasser aufs Blei, Abstossen der Randkrusten ins Metallbad, passende Leitung der Flamme um den Kessel herum u. s. w.

Bleiqualität.

3. Reinheit des Bleies.

Je reiner das Werkblei, um so normaler verläuft der Process und um so reiner fällt das Armblei aus (Analysen S. 99). Unreinigkeiten[1]) concentriren sich entweder vorwaltend im Reichblei (Antimon, Nickel) oder in den Krystallen (Arsen) oder gehen in beide (Kupfer, am Besten in den Schlickern abzuscheiden, S. 226), sie erschweren die Krystallbildung und die Mutterlauge haftet leichter an den Krystallen. Reinere Werke bedürfen keiner besonderen Raffination; dieselben werden in einer Temperatur, wobei Anlauffarben entstehen, im Pattinson'schen Kessel eingeschmolzen, unter Erniedrigung der Temperatur mit Steinkohlen durchgerührt und wiederholt bis zum Erscheinen einer reinen Oberfläche Kesselabstriche genommen (Tarnowitz)[2]); bei merklichem Antimon- und Kupfergehalt wird schon ein längeres Polen[3]) im Pattinsonkessel verlangt (Oberharz S. 97), während unreine Werke eine Behandlung mit Reagentien (Chlormetallen, Wasserdampf S. 99) oder eine Raffination im Flammofen[4]) (S. 101) erfordern (Freiberg, Stolberg, England). Moreau empfiehlt, das aus dem Flammofen in Pfannen abgestossene Blei abzuschäumen, mit $^1/_{100000}$ kohlensaurem Ammoniak, dann mit $^1/_{10000}$ Seesalz durchzurühren und abzuschäumen. Die beim Raffiniren im Flammofen erfolgenden Abzüge (Schlicker, Abzugswerke, Poldreck) werden abgetrieben, gesaigert oder verfrischt u. s. w. (S. 103); die während der Krystallisation entstehenden Bleikrätzen[5]) (Bleidreck, Kesselabstrich) nach ihrem Silbergehalt gesondert verfrischt, am vortheilhaftesten in einem Flammofen[6]) mit Gestübbeherd (Fig. 137, 138) bei reducirender Flamme (Tarnowitz, Stolberg, England u. s. w.). Nach Grad der Reinheit des Bleies variiren die Menge Krätzen (zu Tarnowitz 30—40 Proc., zu Freiberg bei raffinirten Werken an 30 Proc. vom Gewicht des Werkbleies), die Kosten für ihre Reduction (2—3 Frs. per 1000 Kil. bei etwa 95 Proc. Ausbringen) und der Bleiverlust (zu Tarnowitz 3 Proc., Harz, Freiberg und Spanien bis 6 Proc.), letzterer namentlich durch das Raffiniren.

Gehalt des Bleies.

4. Silbergehalt des Einsatzbleies.

Derselbe influirt hauptsächlich auf die Anzahl der erforderlichen Krystallisationen und Schmelzkessel (Grösse der Kesselbatterie), sowie auf die Wahl des Einsatzkessels. Reichere Bleie veranlassen mehr Kosten als ärmere Bleie, indem sie die Masse der zu schöpfenden Krystalle vermehren, eine grössere Menge Metall abzutreiben geben und meist unreiner sind, also mehr Abgang liefern. Die Kesselzahl beträgt bei reicheren nach der Drittelmethode zu krystallisirenden Bleien 8—15, beim Achtelsystem nur 2—3 Kessel.

Reinheit und Silbergehalt des Bleies bedingen ganz wesentlich mit die Kosten des Processes.

Einsatzquantum.

5. Menge des Einsatzbleies.

Diese muss, wenn die Krystallisatiou regelrecht eintreten soll, mindestens 2500 Kil. betragen, gewöhnlich 10000—12500 Kil. (Oberharz), steigt aber auf 15000 Kil. (Tarnowitz).

Arbeitseintheilung.

6. Arbeitseintheilung.[7])

Das Schöpfen der Krystalle mit durchlöcherten Kellen geschieht gewöhnlich nur von einer, seltener von zwei gegenüberstehenden Seiten zur Beschleunigung der Arbeit und besseren Auflockerung der wegen ihres hohen specifischen Gewichts zu Boden gehenden Krystalle. Die Arbeit wird im Gedinge verrichtet, indem die Bezahlung nach der ausgebrachten Menge Armblei mit normirtem Silbergehalt geschieht. In England erhalten die Arbeiter eine mit dem Silbergehalt der Urwerke steigende Prämie.[8])

---

1) B. u. h. Ztg. 1857, S. 26; 1859, S. 67; 1883, S. 124. 2) Preuss. Ztschr. 15, 51. 3) B. u. h. Ztg. 1862, S. 297; 1865, S. 422; 1866, S. 254. 4) B. u. h. Ztg. 1862, S. 297; 1865, S. 422; 1866, S. 254; 1869, S. 367. 5) Kerl, Met. 4, 131. B. u. h. Ztg. 1856, S. 363; 1862, S. 300. 6) Tarnowitzer Ofen Preuss. Ztschr. 15, 58. Taf. 1. Kerl, Met. 4, 135. 7) Preuss. Ztschr. 15, 42. 8) B. u. h. Ztg. 1869, S. 369.

7. Handarbeit oder mechanisches Pattinsoniren.

Hand- und mechan. Pattinsoniren.

Das Ausschöpfen der Krystalle geschieht meist mit Handkellen, die man zuweilen in einen Schurz legt, selten aber an einer Kette mittelst Krahnes[1]), — wobei sich die Arbeit zwar erleichtert, die Zeitdauer aber vergrössert, — aus dem Metallbade zieht und über den nächsten Kessel führt (England). Zur Umgehung des Krystallschöpfens nahm Worsley[2]), ohne jedoch eine sich bewährende Einrichtung zu schaffen, ein Abzapfen der Mutterlauge von den Krystallen vor und es führte später Boudeben[3]), nachdem Grätzner[4]) bereits 1853 eine mechanische Schöpf- und Rührvorrichtung für die Freiberger Hütten in Vorschlag gebracht hatte, das mechanische Pattinsoniren bei Massenverarbeitung als Ersatz der menschlichen Kraft und Geschicklichkeit ein (Holzappel, Stolberg, Rouen), welches einen zwar kostspieligen Apparat und viel Unterhaltungskosten, aber im Vergleich zum Handpattinsoniren z. B. zu Stolberg nur 12— 16 Sgr. Kosten pro 100 Kil. Werkblei gegen 18—24 Sgr. beim gewöhnlichen Pattinsoniren verursacht, weniger subtile Arbeit verlangt und geringere Bleiverluste giebt, indem wegen Arbeitens meist unter Luftabschluss weniger Krätzen entstehen. Zu Rouen betragen die Unterhaltungskosten für den Apparat 12—15000 Frs., die Pattinsonirkosten pro 1000 Kil. 30—35 Frs. bei Blei mit 400 Grm. Silber, gegen 50—55 Frs. beim gewöhnlichen Pattinsoniren.

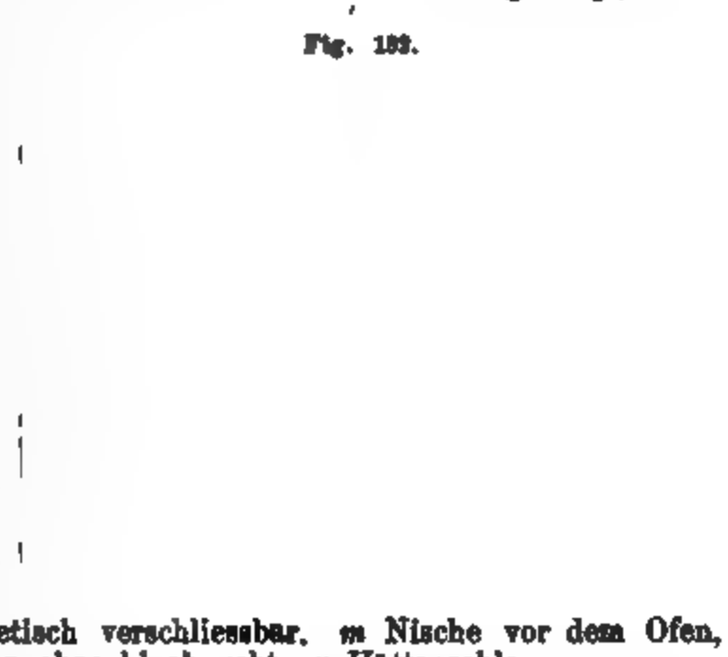
In Spanien[5]) dient ins Werkblei eingeleiteter Wasserdampf anfangs zum Raffiniren desselben, dann ersetzt derselbe in der zweiten Periode die mechanische Arbeit beim Krystallisiren.

98. Krystallisationsapparate und Geräthschaften.

1. Kessel für Handarbeit haben im Allgemeinen nachstehende Construction[6]) (Fig. 132—134): Handarbeitkessel.

a gusseiserne Kessel von 1.57—2.2 M. Durchm. und 0.89—0.94 M. Tiefe, mit 33—78 Mm. dickem Boden und 26—52 Mm. dicken Wänden, mittelst schmalen Randes in den auf dem Mauerwerk ruhenden Eisenkranz eingehängt, auf 4 nach oben zugeschärften Sandsteinen ruhend. *c* Gemauerter Ring zur Vertheilung der Flamme, welche vom Roste *d* aufsteigend in dem Raum unter *c* den Kessel umspielt, dann durch die Oeffnung *f* im Ringe emporsteigt, den Raum *g* durchstreicht und bei *h* nach unten in den horizontalen für 2 Kessel gemeinschaftlichen Canal *i*, von dort in eine Esse gelangt, welche für zwei, seltener für mehrere Kessel gemeinsam sein kann. Bei Holzfeuerung Höhe der Esse 7.8—9.4 M. und Höhe des Kesselbodens über dem Rosté 0.52—0.94 M., bei Steinkohlen resp. 11—16 M. und 0.37—0.42 M. *k* Schürloch *l* Oeffnung zum Aschenfall *p*, beide durch Thüren hermetisch verschliessbar. *m* Nische vor dem Ofen, in welche wohl ein Sprachrohr von oben hinab geht. *n* Hüttensohle.

Fig. 132.



Gute Kessel halten 250—300 Krystallisationen aus; nach andern Angaben halten gute Kessel 4—5 Mon. für 150—170 Ton. zu pattinsonirendes Blei aus Die Unterhaltung der Kessel kostet per Ton. Bleieinsatz 1.5—2 Frs.

Schmiedeeiserne geschweisste Kessel[7]) mit 26 Mm. starken Wänden zu Tarnowitz sind zwar anfangs $2^1/_2$mal theurer, aber wegen grösserer Dichtigkeit und längerer Dauer schliesslich doch billiger. Auf 1000 Kil. Werkblei kom-

---

1) Karl, Met. 4, 186, 187. B. u. h. Ztg. 1850, S. 423; 1862, S. 290. Percy-Rammelsberg, Bleihüttenk. S. 90. 2) B. u. h. Ztg. 1860, S. 493; 1863, S. 290. Berggeist 1861, S. 290. 3) B. u. h. Ztg. 1864, S. 4; 1869, S. 376. 4) B. u. h. Ztg. 1870, S. 125. 5) B. u. h. Ztg. 1871, S. 28. 6) B. u. h. Ztg. 1867, S. 128. Taf. 2, Fig. 8—10. 7) Preuss. Ztschr. 15, 41.

Fig. 133.

Fig. 134.

Fig. 135.

nen etwa 200—250 Kil. Steinkohlen und Cinder beim eigentlichen Pattinsoniren, incl. der übrigen Operationen 400—500 Kil.

Von Geräthschaften sind unter Anderem erforderlich: Geräthschaften.

Schöpfkellen von 15 Mm. starkem Eisenblech, 418—497 Mm. Durchm. und 105—131 Mm. Tiefe, mit Löchern von 12 Mm. Weite in etwa 20 Mm. Entfernung, mit rundem oder quadratischem Stiel. — Kleinere Schaumkellen zum Wegnehmen der Schlicker und Krätzen, Schöpfkellen, Räumeisen zum Abstossen der Bleiränder. Rührеisen, eiserner Fahrbock zum Herabgleiten des Kellenstieles bei ausgehobenen Krystallen auf einer Bleiunterlage (Bleimulde) mit daraus hervorragender eingegossener Eisenbahnschiene, Handhämmer u. s.

2. Mechanischer Pattinsonirer[1]) (Fig. 135, 136). Mechan. Pattinsonirer.

Fig. 136.

a cylindrischer Krystallisirkessel, von 0.94 M. Weite und 1.26 M. Tiefe, durch die Röhre *x* aus einem oder besser zwei höher gelegenen Einschmelzkesseln mit zu krystallisirendem Blei zu füllen und von aussen durch von dem Einschmelzkessel durch *y* herzutretende und mittelst Schiebers *z* abzustellende Feuergase bei *p* zu erhitzen. *f* Deckel, nach oben aufzuziehen an Stangen *r*. *k* gusseiserner Rahmen mit Zinken (Rührwerk), an der hohlen Axe *i* befestigt, deren innere ebenfalls mit Zinken *n* versehene massive Axe durch konische Räder in entgegengesetzter Richtung von *i* mit einer 4—5pferdigen Dampfmaschine bewegt werden kann. *g* Röhren zur Abführung der Bleidämpfe. *h* Gefäss mit Rinnen zur Wasserzuführung. *v* gusseiserne Säulen für eine Trageplatte *w*. *m* Ablassröhren, innen mit einem Sieb versehen und mittelst eingefütterten Hebelschiebers zu schliessen. *b* Gussformen (Reichbleipfannen) von 1.2 M. Durchm. und 0.31 M. Tiefe mit eisernen Ringzapfen in der Mitte zum Ausheben des erstarrten Bleies mittelst Krahnes und von solcher Form und Grösse, dass der Kuchen in den Schmelzkessel passt, in welchen derselbe mittelst Krahnes transportirt wird. *q* Getrieberäder für die Axen *i* und *l*.

99. Pattinsoniren mit Hand. Dieses wird gewöhnlich nach dem Drittel- und Achtelsystem ausgeführt, obgleich andere Systeme nicht ausgeschlossen sind: Systeme.

1. Drittelsystem für reichere Bleie. Dasselbe, continuirlich Drittelsystem.

1) B. u. h. Ztg. 1865, S. 279; 1869, S. 376. Taf. 5, Fig. 9—12. Berggeist 1865, Nr. 26.

arbeitend, weicht in dem Besetzen der Kessel ab, je nachdem man Werkblei von den verschiedensten Silbergehalten oder nur eine Sorte Werkblei mit bestimmtem Silbergehalt zur Disposition hat. Nach diesem Gehalt richtet sich die Wahl des Einsatzkessels (z. B. bei 0.17 procentigen und reicheren Werken der dritte, bei 0.02 proc. der siebente Kessel), die nach den angegebenen Formeln (S. 247) zu berechnende Zahl der auf die beabsichtigte Grenze nothwendigen Krystallisationen und dem entsprechend die Kesselzahl.

Sehr wesentlich für den normalen Verlauf des Processes ist es, damit bei der gewählten Anzahl Krystallisationen Armblei mit einem gewissen Minimum von Silber (S. 246) erfolgt, dass die Verhältnisszahlen für den zu- und abnehmenden Silbergehalt von je zwei benachbarten Kesseln sich nicht ändern und jeder Kessel Blei mit einem bestimmten Silbergehalt enthält, was durch die Capellenprobe von Zeit zu Zeit zu controliren ist. Hat durch irgend welchen Umstand (sorglose Arbeit, Veränderung der Einsatzwerke hinsichtlich des Silbergehaltes und der Reinheit u. s. w.) eine Störung des erwähnten Verhältnisses stattgefunden und erfolgt aus dem letzten Armkessel Armblei mit zu hohem Silbergehalt (das Aufdämmen der Batterie), so geschieht zur Vermeidung von Silberverlusten und auf Kosten der Arbeiter ein Zurückstellen der Batterie, d. h. man schöpft den Inhalt jedes folgenden Kessels vom Armbleikessel an bis wenigstens zum Einsatzkessel in den vorhergehenden Kessel zurück und setzt dann die Krystallisation fort, so dass jede Kesselfüllung eine Operation mehr durchmacht und das richtige Entsilberungsverhältniss wieder hergestellt wird. Es arbeiten an einer Batterie gleichzeitig mehrere Belegschaften, im Geding (S. 248), bei deren jeder ein Vormann die Arbeit, namentlich die Krystallisationskelle dirigirt und gemeinschaftlich mit zwei Krystallisirern in der Schicht in einer gewissen Zahl von Kesseln die Krystallisation vollendet und dieselben ausschöpft.

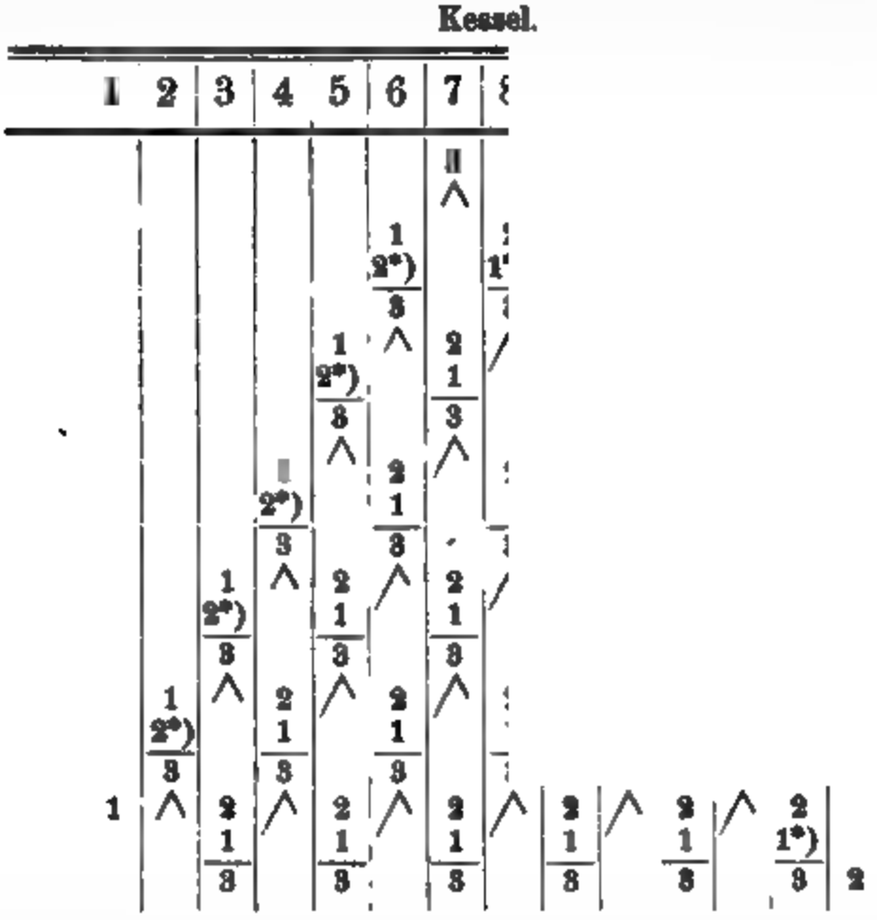
Werkblei mit variab. Silbergeh.

a) Krystallisation von Werkbleien mit verschiedenem Silbergehalt. Dabei kommen der Hauptsache nach folgende Operationen vor: Einsetzen einer Kesselfüllung in den erhitzten und mit Kalkwasser ausgeschlämmten Einsatzkessel, Einschmelzen, Abnehmen des mit oder ohne Polen erzeugten Abstriches bei einer Temperatur, wobei das Blei Anlauffarbe zeigt, Aufspritzen von Wasser aus einer Brause mit Hand oder aus einer Röhrenleitung, Einrühren von dem Rande sorgfältig abgestossener erstarrter Krusten, Decken des Feuers auf dem Roste mit Asche oder Abschluss der Verbrennungsluft behuf Abkühlung des Bades so weit, dass diese Randkrusten sich immer noch wieder auflösen, die Oberfläche aber uneben (pockig) und die Masse breiig wird; Einführen der angewärmten Schöpfkelle in vertikaler Richtung der Wandung des Kessels entlang in die Bleimasse bis auf den Boden des Kessels, Aufwärtsschieben derselben an der entgegengesetzten Seite bis zur Oberfläche des Metallbades, Auflegen des Kellenstieles in horizontaler Richtung auf den mit einer Eisenbahnschiene versehenen Bleiblock (S. 251), Wippen des Kellenstieles auf letzterem zum Absondern der in den Kessel zurückfliesenden Mutterlauge von den Krystallen (Pressen) nach vorherigem Abschlagen der am eingetauchten Theile des Kellenstieles anhaftenden erstarrten Massen, Heben des Stieles, sobald die Krystalle trocken geworden, auf den zwischen je zwei Kesseln auf deren Rand stehenden Fahrbock, Herabgleitenlassen der gefüllten Kelle auf demselben in den geheizten Nachbarkessel, Umwenden und Zurückziehen der Kelle auf dem Fahrbock zur Wiederholung der Schöpfungen, bis sich $^2/_3$ des ursprünglichen Kesselinhaltes in Krystallen im Nachbarkessel

z. B. links befinden, Auskellen des zurückbleibenden $^1/_3$ angereicherten Bleies in den Kessel rechts, weitere Besetzung und Entleerung der Kessel nach dem unten mitgetheilten Freiberger Schema, wobei mit dem Schenkel eines auf den Kesselrand aufgesetzten, rechtwinklig geformten Masses bestimmt werden kann, wie weit ein Kessel zu entleeren ist, um nur noch $^1/_3$ Füllung zu halten.

Beispiele. Freiberg.

Freiberg.[1]) Einsatz von 10000 Kil. Frischblei mit 0.02 Proc. Ag in den 7. Kessel, Erfolg von Reichblei mit 1.5 Proc. Ag im ersten und Armblei von 0.002 Proc. Ag im 14. Kessel. Im nachstehenden Schema bezeichnen die grossen Zahlen 1, 2, 3, 4 u. s. w. die Anzahl der Kessel, die kleinern 1, 2 und 3 im Schema selbst 3 eine volle Kesselfüllung = 10000, 2 = $^2/_3$ davon, 1 = $^1/_3$ davon. Das Zeichen ∧ unter den Kesselfüllungen deutet an, wie viel von dem Einsatzblei an Krystallen nach rechts und wie viel Mutterlauge nach links geschöpft worden; *) bezeichnet das Zusatzblei von nahe demselben Silbergehalt, wie ihn die Kesselfüllung besitzt.



Werkbl. mit gleichem Silbergeh.

b) Krystallisation von Werkbleien mit demselben Silbergehalt. Lassen sich die einzelnen Kesselfüllungen mit Bleien von demselben Gehalt nicht ergänzen, so muss die Batterie durch passendes Verfahren beim Besetzen der Kessel, durch Ueberkrystallisiren verschiedener Bleimengen u. s. w. zuvor auf den normalen oder tiefsten Stand gebracht werden, von wo ab der normale Betrieb dann beginnt, welcher, indem man die eine Sorte vorhandenen Werkbleies nur in den Einsatzkessel von Zeit zu Zeit einträgt, regelmässig Arm- und Reichblei von bestimmtem Metallgehalt liefert und bei welchem der Silbergehalt der einzelnen Kessel-

1) Plattner-Richter's Vorlesungen 2, 348.

füllungen nach dem Armbleikessel zu im richtigen Verhältniss abnimmt. In welcher Weise diese Vorarbeit ausgeführt wird, verdeutlichen Schemata von der Oberharzer[1]) und Tarnowitzer[2]) Pattinsonirarbeit in den citirten Quellen. Im Uebrigen wird dann, wie vorhin angegeben, verfahren.

Beispiele. Tarnowitz.[3]) Einschmelzen von 15000 Kil. durch Einrühren von Steinkohlen zu reinigenden Werken mit 0.094—0.125 Proc. Ag bei 14 Kesseln (guss- und schmiedeeisernen von 1.46 M. Durchm.) im 3. oder 4 Kessel, wobei an 85000 Kil. Blei gleichzeitig in Arbeit sind; normaler Stand, wenn zwischen je 2 vollen 1 leerer Kessel befindlich; Verhältnisszahlen für den ab- und zunehmenden Silbergehalt des Bleiinhaltes von je 2 Nachbarkesseln innerhalb der Grenzen 2 : 1 und 4 : 1, indem in der oberen Hälfte der Kesselreihe das niedrigere, in der unteren das höhere Verhältniss Platz greift. Armblei mit 0.001 Proc. Ag, 11.37—11.40 sp. G. und nur 0.018—0.05 Proc. Zn u. Fe. 100 Werkblei lieferten 1865 an 84.21 Proc. Armblei mit 0.001 Proc. Ag, 12.62 Proc. Reichblei mit 0.88 Proc. Ag bei einem Verbrauch von 16.22 Proc. Kohlenklein excl. Cindern; Bleiverlust 3 Proc., Silberzugang 0.019 Proc.

Fig. 137.

Der Krystallisationsprocess ist neuerdings durch den Zinkprocess ersetzt.

Zum Saigern und zur Reduction der Krätze dient ein zweckmässig construirter Flammofen (Fig. 137, 138).

a Lehmsohle 78 Mm. dick. *b* Sand. *c* einen halben Stein starke Rollschicht von Ziegeln. *d* Gestübbeherd, 235 Mm. dick, 2.82 M. lang und 1.2 M. breit. *e* Stich. *f* Arbeitsthür. *g* Stechherd. *h* Fuchs, in den unterirdischen Rauchcanal der Schmelzöfen, von da in die 47 M. hohe Esse führend. *i* Feuerbrücke. *k* Schürloch. *l* Rost. *m* Aschenfall. *n* Flammloch.

Fig. 138.

Oberharz. Oberharz.[4]) Einschmelzen von 11250—12500 Kil. Werken mit 0.14—0.20 Proc. Ag im 3. Kessel von 13 Stück, Polen; Armblei mit 0.01 Proc., Reichblei mit 0.7—0.8 Proc. Ag, Bleiverlust 3.24 Proc., Silberverlust 1.7 Proc. Das Pattinsoniren ist durch den Zinkprocess verdrängt (S. 223)

Freiberg. Freiberg. Anwendung des Drittelsystems mit Zwischenkrystallen (S. 247); Einsatz 10000 Kil. Werkblei mit 600—700 Grm. Ag in 100 Kil. bei 15 Kesseln, Ausschöpfen von $^{1}/_{3}$ an armen Krystallen (7000 Kil.), dann 2000 Kil. reichern Zwi-

1) Kerl, Met. 4. 139. 2) Preuss. Ztschr. 15, 44. 3) Preuss. Ztschr. 15, 40. Kerl, Met. 4, 145. B. u. h. Ztg. 1864, S. 301. 4) Kerl, Oberharzer Hüttenproc. 1860, S. 331, 334. 36, 620. Kerl, Met. 4, 140. B. u. h. Ztg. 1862, S. 69; 1865, S. 16; 1866, S. 163, 258; 1867, S. 122.

schenkrystallen und Zurücklassung von 1000 Kil. Mutterlauge. Reichblei nach zwei Operationen mit 1.5—1.6 Proc., Armblei nach 11—12 Operationen mit 0.0015 Proc. Ag. Beim Pattinsoniren und Absaigern der Schlicker Bleiverlust 0.59 Proc., Silberverlust 0.657 Proc. (Schema in B. u. h. Ztg. 1865, S. 435).

England. Beispiele. England.

England.[1]) Verschiedene Systeme, namentlich aber das Drittelsystem.

Achtelsystem.

2. Achtelsystem.[2]) Dasselbe für ärmere Bleie angewandt arbeitet discontinuirlich mit wenig Kesseln (Batterie von 2 Stück, deren mehrere wohl neben einander arbeiten) bei folgendem Verfahren: Einschmelzen und Entabstrichen des Bleies in dem einen Kessel, Ausschöpfen von $^7/_8$ Krystallen in den Nebenkessel, Auskellen des flüssigen $^1/_8$ in Formen, Ergänzung der aufgeschmolzenen $^7/_8$ mit $^1/_8$ Blei von gleichem Silbergehalt und Wiederholung dieser Operationen, bis das Blei hinreichend entarmt ist; Anreicherung der concentrirten Werke, wenn hinreichender Vorrath davon zur Kesselfüllung vorhanden; bei fehlendem Blei von verschiedenem Silbergehalt zur Ergänzung der $^7/_8$ Auskellen derselben und so ofte Wiederholung der Krystallisationen mit frischen Bleimengen, bis hinreichendes Material mit entsprechendem minderen Silbergehalt zu mehreren Kesselfüllungen vorhanden; sorgfältiges Probiren und Signiren der aufzubewahrenden Zwischenbleie.

Beispiele. Stolberg.

Bindfeldhammer bei Stolberg.[3]) Einsatz von 9000 Kil. mit 0.05 Proc. Ag, Reichblei 1—1.5 Proc. Ag, Armblei 0.001 Proc. Ag. Ergänzung der $^7/_8$ durch $^1/_8$.

Bleiberg.

Bleiberg.[4]) Werkblei mit 0.019 Proc. Ag giebt Reichblei mit 0.44 Proc. und Armblei mit 0.0015 Proc. Ag.

100. Mechanisches Pattinsoniren. Dasselbe ist weit billiger, als das gewöhnliche Pattinsoniren (S. 249).

Beispiele. Holzappel.

Holzappel.[5]) Einschmelzen von 10000 Kil. Werkblei mit 0.1 Proc. Ag in einem mit Langen'schem Etagenrost versehenen Kessel von 2.1 M. Weite und 0.94 M. Tiefe (besser in zwei kleineren Kesseln, welche dann länger halten, Stolberg), Ablassen des Bleies durch die Rinne x (Fig. 186) in den erhitzten Kessel a, Abstellen des Schiebers s, Bedecken des Metallbades mit 25 Kil. staubfreien Cokes von Wallnussgrösse, Nachsetzen von 4000 Kil. Werken zur Abkühlung, Zuleitung eines feinen Wasserstrahles aus h bei mit f bedecktem Kessel unter Anlassung des Rührwerkes, Vermehrung von dessen Kraft nach 1—$1^1/_4$ St., wenn die Masse breiig wird, Schliessen des Wasserhahnes, Arretiren des Rührwerks und Ablassen des Reichbleies ($^1/_8$) in die beiden 3500 Kil. fassenden Pfannen b, sobald das Blei oberflächlich eine die Cokesstücke umhüllende schwammig-zackige Masse bildet und der Rührer nur noch schwer umgeht; Ausheben der Bleikuchen an einem eingesteckten, an einem kugelförmigen Anguss in der Mitte der Pfanne befestigten Haken mittelst Krahnes; Zulassen von 3500 Kil. Blei mit gleichem Silbergehalt, wie die Krystalle, aus dem Schmelzkessel in den Krystallirkessel, wobei die Krystalle ohne besondere Feuerung flüssig werden; noch 7malige Wiederholung dieser Operationen, dann Einschmelzen der hinreichend entarmten Krystalle bei höherer Temperatur, Ablassen des Armbleies mit 0.0036 Proc. Ag in die Pfannen b, Ausheben des Kuchens und Transport desselben mittelst Krahnes in einen besondern Schmelzkessel, um das Pattinsoniren nicht zu stören, Einschmelzen darin, Ablassen mittelst Hebelschiebers in eine drehbare Pfanne mit Rinne, aus welcher die im Kreise aufgestellten Formen gefüllt werden. Entsilberung des Reichbleis in ähnlicher Weise bei 8maligem Einschmelzen der Krystalle im Krystallisationskessel, Zulassen nicht angereicherten, sondern entsilberten Bleies beim 8maligen Einschmelzen, indem man 9500—10000 Kil. ein- und 3500 Kil. nachsetzt; 5malige Anreicherung des Bleies, zuletzt

1) Leoben. Jahrb. 1852, S. 143. B. u. h. Ztg. 1859, S. 433; 1862, S. 296. Berggeist 1861, S. 338. Dingl. 65, 386. 2) B. u. h. Ztg. 1858, S. 310. 3) Kerl, Met. 4, 150. 4) B. u. h. Ztg. 1858, S. 310, 345. 5) B. u. h. Ztg. 1864, S. 4; 1865, S. 279, 1869; S. 376.

auf 2.4 Proc. Ag. Man lässt sich die Rührer nur beim Aufschmelzen der Krystalle entgegengesetzt bewegen.

Stolberg. Stolberg. Aehnlich wie zu Holzappel; zwei Einschmelzkessel; Einsatz 12000—12500 Kil.

Rouen. Rouen.[1]) Kessel mit 9000 und 12000 Kil. Inhalt bei Motoren von resp. 8—9 und 12 Pferdekräften, sowie 10 und 12 Operationen in 24 St.; Verbrauch von 15—16 Proc. Steinkohlen zum Schmelzen und 25 Proc. zum ganzen Betrieb.

4. Capitel. **Parkes' Zinkprocess.**

Anwendbarkeit. **101. Allgemeines.** Eine Vergleichung dieses mit dem Cordurié'schen Wasserdampfverfahren (S. 100) häufig verbundenen Processes mit dem Pattinsoniren ist bereits (S. 222) mitgetheilt. Der Process lässt zwar ein minder reines Blei, als der Pattinson'sche Process zu, erheischt jedoch eine vorherige Raffination sehr antimonialischer Bleie durch oxydirendes Schmelzen oder Wasserdampfen bei Luftzutritt, weil sonst bei unvollständiger Entsilberung der Zinkverbrauch zunimmt (Andreasberger Blei.)

Theorie. Bei Zusatz von Zink zu silberhaltigem Blei werden zuerst Gold und Kupfer, dann erst Silber aufgenommen, welches Verhalten einmal die Gewinnung sehr geringer Goldmengen durch partialen Zinkzusatz, dann die Erzeugung eines sehr kupferarmen Bleies (Analysen S. 105) zulässt.[2]) (Auf das angegebene Verhalten des Kupfers hat Baker[3]) ein Verfahren zur Reinigung kupferhaltigen Bleies durch Zink basirt). Antimon und Wismuth[4]) werden vom Zink nicht aufgenommen und beseitigt, vielmehr muss ersteres aus dem entsilberten Blei durch Polen, oxydirendes Schmelzen, durch Wasserdampf unter Luftzutritt u. s. w. (S. 97) entfernt werden. Durch Wasserdampf allein ohne Luftzutritt wird Antimon nur unvollständig entfernt. (Tessié du Motay[5]) will Antimon aus Blei durch nascirenden Wasserdampf zum grössten Theil entfernen, den Rückhalt davon durch Schmelzen des Bleies mit schwefelsaurem Bleioxyd, wobei sich neben schwefliger Säure. antimonsaures Bleioxyd bildet). Die Abscheidung des Wismuths gelingt auf diese Weise nicht (S. 97) und giebt es kein anderes Mittel als theilweises Abtreiben wismuthhaltigen Bleies (S. 224). Eisen und Zink werden im Armblei durch Wasserdampf oxydirt. Die Einleitung eines elektrischen Stromes[6]) in das mit Zink versetzte flüssige Blei soll eine zitternde Bewegung und die Abscheidung des silberhaltigen Zinks veranlassen.

Modificationen. Das Zink wird gewöhnlich mittelst einer durchlöcherten Kelle von Hand in das Blei eingerührt, seltener nach dem Verfahren von Roswag[7]), sowie zu Pise[8]) und Havre mittelst eines Rührapparates (Fig. 63) in feinen Strahlen im Blei aufsteigen gelassen. Die für letzteren Zweck von Kast[9]) angegebene Vorrichtung hat sich nicht bewährt.

Zinkmenge. Die Menge des anzuwendenden Zinks richtet sich im Wesentlichen nach dem Silbergehalt des Bleies, kann aber variiren je nach dem Gehalt des letzteren an Zink, Gold und Kupfer. Namentlich letzteres erfordert einen höhern Zinkzusatz (Lautenthal, Stolberg). Roswag[10]) rechnet nach der, aber etwas zu viel Zink ergebenden Formel: $z = 10 + 0.019\,t$, worin z die in Kil. zuzu-

---

1) B. u. h. Ztg. 1869, S. 376. 2) B. u. h. Ztg. 1868, S. 312; 1870, S. 215, 326, 423. 3) Percy-Rammelsberg, Bleihüttenk. 1872, S. 114. 4) B. u. h. Ztg. 1870, S. 215, 326; 1872, S. 98. 5) Oest. Ztschr. 1871, S. 228. 6) B. u. h. Ztg. 1867, S. 412; 1868, S. 104. 7) B. u. h. Ztg. 1870, S. 190. 8) B. u. h. Ztg. 1869, S. 71. 9) B. u. h. Ztg. 1858, S. 385; 1869, S. 383. 10) B. u. h. Ztg. 1870, S. 190.

fügende Zinkmenge, t in Gramm den Gehalt an Silber in 1000 Kil. Blei ausdrückt.

Nach Flach[1]) und Illing[2]) sind folgende Zinkzusätze erforderlich:

Nach Flach:

Silbergehalt in 1000 Kil. Blei.	Zinkmenge.
1000 Grm.	$1^1/_{12}$ Proc.
1500 „	$1^1/_4$ „
3000 „	$1^1/_2$ „
5000 „	$1^7/_8$ „
9000 „	2 „

Nach Illing:

Silbergehalt in 1000 Kil.	Zinkmenge.
250 Grm.	$1^1/_4$ Proc.
500 „	$1^1/_3$ „
1000 „	$1^1/_2$ „
1500 „	$1^2/_3$ „
3000 „	2 „
4000 „	2 „

Der Zinkzusatz wird gewöhnlich nicht auf einmal, sondern in drei Portionen nach einander eingerührt und zeigte sich z. B. dabei folgende Gehaltsveränderung des Bleies:

	Nach dem ersten Werkblei.	zweiten Zinkzusatz:	dritten
Kupfer . .	0.161	0.003	0.007	0.008
Zink . . .	0.006	0.227	0.541	0.777
Eisen . . .	0.005	0.006	0.003	0.004
Antimon . .	0.035	0.034	0.048	0.046
Silber . .	0.0283	0.021	0.005	0.00062

Die relative Abnahme des Silbergehaltes nach den verschiedenen Zinkzusätzen variirt auf den einzelnen Hütten sehr und zwar findet bei einem silberreicheren Blei eine raschere Entsilberung ohne Erhöhung des Zinkzusatzes statt, als bei ärmerem. Zur Ersparung an frischem Zink lässt sich das noch nicht mit Silber gesättigte Zink vom zweiten und dritten Zusatz wieder zur Entsilberung von frischem Werkblei anwenden (Tarnowitz).

Die Grenze der Entsilberung liegt bei etwa 0.0002 Proc. Ag. Trotz der geringen Verwandtschaft des Zinks zum Blei hält doch das Armblei immer etwas Zink zurück. Entsilberungsgrenze.

Nach den Untersuchungen von Karsten, Lange, Richter und Matthiessen können beim Zusammenschmelzen und Wiederabsondernlassen von Blei und Zink im Blei höchstens 1—1.79 Proc. Zink und im Zink 1.2—2.5 Proc. Blei zurückbleiben.

102. Verfahren. Der Zinkprocess[3]) erfordert nachstehende hauptsächlichste Operationen: Manipulationen.

1. Darstellung von Zinksilber und Armblei. Einschmelzen des Werkbleies in einem Gusseisenkessel bei solcher Temperatur, dass Zink schmilzt, Abziehen der Schlicker, Zusatz von Zink in Barren, welche langsam etwa in 15 Min. einschmelzen, und zwar in drei Portionen, zuerst etwa $^2/_3$, dann $^1/_4$, zuletzt $^1/_{12}$ des Ganzen, jedesmaliges kräftiges Durchrühren während 20—30 Minuten mittelst einer durchlöcherten runden Schaufel von 366 Mm. Durchm. — bei

1) B. u. h. Ztg. 1867, S. 412; 1868, S. 311. 2) B. u. h Ztg. 1868, S. 312. 3) Balling in Dingl. 198, 52. B. u. h. Ztg. 1870, S. 379. Kopp in Mon. scientif. 1871, S. 394. Rössler in Schweiz. polyt. Ztschr. 1870, S. 143. List in Ztschr. d. Ver. Deutsch. Ingen. 16, 621.

Anwendung eines Rührapparates[1]) Fig. 63, S. 100: Einbringen des Zinks in die Eisenbüchse 1, Einsenken des Rührapparates 3 ins Metallbad und Rotirenlassen, wobei das Zink schmilzt, durch Oeffnungen in der Blechbüchse in feinen Strahlen im Zink aufsteigt und von den Schaufelrädern 2 mit dem Zink in innige Berührung gebracht wird — langsames Abkühlen während $1^1/_2$—2 Stunden, wohl bei mit nassen Kohlen bedecktem Rost, wobei sich das silberhaltige Zink (Zinkschaum) auf die Oberfläche begiebt, Abschäumen desselben, namentlich das dritte Mal mit grosser Vorsicht, mit durchlöcherten flachen Kellen aus zwei Kesseln in einen geheizten Mittelkessel, sobald das Blei anfängt, an den Seiten zu erstarren (zu randen), Aufhören des Abschäumens, wenn sich Bleikrystalle zeigen, Wiedererhitzen des Bleies, Zusatz der zweiten Portion Zink und so fort; bei einem Goldgehalt Separirthalten der ersten mit einer geringeren Menge Zink enthaltenen Zink-, Gold- und Kupferlegirung (Kupferschaum), Ablassen des entsilberten, zinkhaltigen Armbleies in den Raffinirkessel.

Beispiele. Eifelhütten[2]) zu Call. Einschmelzen von 15000 Kil. Werkblei mit 500 Grm. Ag in 1000 Kil., nebst 0.5 Proc. Sb, 0.01 Proc. Cu während 10 St. in gusseisernen Kesseln von 2.52 M. Durchm. und 0.60 M. Tiefe, Abzugnehmen, Zusatz von 90 Kil. Zink, 20 Min. Rühren, 20 Min. Stehenlassen, Abschäumen von etwa 500 Kil. unreinem Gold- und Kupferschaum (zur besondern Behandlung mit Chlorverbindungen), Wiederheizen des Kessels, Zusatz von 50 Kil. Zink, 20 Min. Rühren, 2 St. Abkühlen, Abschäumen, Füllen des Kessels mit Blei von 100 Grm. in 1000 Kil., Zusatz von 67 Kil. Zink u. s. w.; Erfolg von 3000 Kil. gewöhnlichem und 500 Kil. Goldzinkschaum bei einer Dauer von 24 St. und von 12500—13000 Kil. Armblei mit 0.0002 Proc. Ag und 0.5 Proc. Zn. Raffination des Armbleies mit Chlorverbindungen, Verschmelzen des goldfreien Zinkschaumes im Schachtofen mit Puddelschlacken, Umrühren des goldhaltigen mit Chlorverbindungen. Ausbringen von 13500 Kil. Kaufblei von 15000 Kil. Werkblei. — Zu Mechernich Zinkverbrauch $1^1/_{18}$.

Oberharz (Lautenthal[3]). Einschmelzen von 12500 Kil. Werkblei mit 0.13—0.14 Proc. Ag, Wegnehmen der Schlicker (Stachelköpfe, welche gesaigert und die Rückstände davon mit rohem Stein auf Kupferstein verschmolzen werden), Zusatz von 22.5 Kil. Zink behuf Erlangung von Kupfer-Goldschaum (Saigern, Entzinken durch Dampfen, Abtreiben des goldhaltigen Bleies auf Silber mit 0.12—0.20 Proc. Au), Zusatz von nochmals 92.5 Kil., dann 52.5 Kil. Zink, Einschmelzen des erfolgenden Zinkschaumes, Dampfen und Einränken des Rückstandes beim Abtreiben der erfolgten Reichwerke (S. 237); Raffiniren des Armbleies mit 0.0004 Proc. Ag mittelst Wasserdampfes. Silberverlust unter Veranschlagung des Capellenzuges 0.628 Proc., Bleiverlust 1.428 Proc., Zinkverbrauch 1.4 Proc. 100 Werkblei geben 85.4 Proc. raffinirtes Blei, 8.7 Proc. Muldenblei aus Zwischenproducten und 2.2 Proc. Hartblei.

Tarnowitz.[4]) Werkblei mit 0.1 Proc. Ag, Zinkverbrauch wegen fehlenden Kupfergehaltes nur 0.68 Proc.; Destillation des gesaigerten Zinkschaumes in Muffeln, Raffination des Armbleies mit 0.0005—0.0006 Proc. Ag mit Chlorverbindungen.

Unterharz.[5]) Die sehr unreinen Werke waren wohl zu entsilbern, aber der Wismuthgehalt derselben liess sich weder durch Zink noch durch Wasserdampf entfernen.

Stolberg. 12000 Kil. Einsatz, Zinkverbrauch 1,2 Proc. bei dem kupferhaltigen Blei, Saigern des Zinkschaumes und Schmelzen des Rückstandes mit Pud-

---

1) B. u. h. Ztg. 1869, S. 382. 2) B. u. h. Ztg. 1868, S. 311; 1869, S. 216; 1870, S. 205; 1871, S. 422. Oest. Ztschr. 1871, S. 410. 3) B. u. h. Ztg. 1868, S. 163, 311, 329; 1869, S. 271, 383; 1870, S. 91, 215, 326; 1872, S. 83. Oest. Ztschr. 1871, S. 403. Preuss. Ztschr. 18, 46. Dingl. 198, 52. 4) B. u. h. Ztg. 1870, S. 92, 326; 1872, S. 76. 5) B. u. h. Ztg. 1870, S. 92, 215; 1872, S. 98.

delschlacken, Raffination des Armbleies durch Dampfen. Dem Zinkprocess werden unreine, Kupfer, Antimon, Arsen u. s. w. enthaltende Werke unterworfen, dem Pattinsoniren reinere; zu antimonreiche Bleie werden vor der Behandlung mit Zink gedampft.

Braubach.[1]) Einsatz 12000 Kil. gold-, silber- und kupferhaltiges Werkblei, Zusatz von 2 Proc. Zn zu drei Malen, Schmelzen des gesaigerten Zinkschaumes im Schachtofen mit Schlacken, Raffination des Armbleies durch Polen und Zusatz von Glätte.

Ems. 15000 Kil. Einsatz in Kessel von 1.7 M. Durchm. und 1.1 M. Tiefe bei 1½ Proc. Zinkverbrauch; erster Goldschaum getrennt von den übrigen Zinksilberlegirungen, Verschmelzen derselben mit Schlacken im Schachtofen, Dampfen des Armbleies.

Havre.[2]) Verbrauch von 1 Proc. Zink bei Blei mit 0.001 Proc. Ag, für silberreicheres 1.5—2 Proc.; Dampfen des Zinkschaumes und Behandeln der erfolgenden Oxyde mit Salzsäure, Dampfen des Armbleies. Metallverluste S. 223. Schmelzkessel mit Rührapparat (S. 100).

Pise.[3]) Behandeln von 5000 Kil. Werkblei mit 0.1—0.15 Proc. Ag mit 2 Proc. Zn, unter Anwendung eines Rührapparates (S. 100), Saigern des Zinkschaumes, Glühen des Rückstandes in einem Tiegel, wobei das Zink verloren geht, Abtreiben des Reichbleies; Raffination des Armbleies mit 0.001 Proc. Ag im Flammofen. Bleiverlust 2—3 Proc.

Zinkentsilberung.

2. Silbergewinnung aus Zinksilber (Zinkschaum). Nach den frühern Methoden (b—e) verlor man das Zink ganz oder grossentheils und hatte mehr oder weniger grossen Silberverlust, während das neuerdings wieder eingeschlagene Verfahren der Destillation diese Uebelstände umgeht und allgemeinere Anwendung erhalten wird. Vor der Entsilberung wird der Zinkschaum gewöhnlich gesaigert durch Umschmelzen bei niedriger Temperatur in runden oder ovalen Eisenkesseln, seltener in eisernen oder thönernen Saigerröhren[4]) (Südwales, Commern); das Saigerblei kommt wieder zur Verzinkung oder wird mit Wasserdampf behandelt und das Werkblei abgetrieben, wobei man den silberreichen Krätz einträukt (Lautenthal).

Destillation.

a) Destillation. Nachdem schon früher zu Tarnowitz[5]) die Erfahrung gemacht worden, dass bei der Zinkdestillation kein Silberverlust im Zink stattfindet, auch dieses Verfahren schon früh in Südwales[6]) angewandt worden, ist man neuerdings in Tarnowitz[7]) wieder darauf zurückgekommen, nachdem das auf dem Oberharz angewandte Verfahren der Behandlung des Silberzinks mit Wasserdampf misslang, wohl wegen zu grosser Reinheit des Zinkschaums von Kupfer und Antimon, welche eine Oxydation des Bleies begünstigt.

Beispiele.

Tarnowitz (S. 258). Durchrühren des Zinkschaumes in schmiedeeisernen Tiegeln mit Kohle und mit durch 5 Proc. Kieserit denaturirtem Gewerbesalz, Erfolg fast ohne Bleiverlust von Reichblei und silberreichen zinkischen Rückständen, Destillation derselben im Gasmuffelofen mit 24 Muffeln, welche ein Futter von gesiebter Lösche bekommen, nachdem dieselbe mit schwacher Säure behandelt, erhitzt und einen Zusatz von alkalischen Salzen eingebrannt erhalten hat, auf das noch eine Bleiglasur (Thon und Hüttenrauch) kommt. 100 Zinkschaum geben 30.2—36.2 Reichblei, 18.8—23.0 fast silberfreies Rohzink und Rückstände, welche beim Aussieben noch 8.7—16.2 Kil. silberhaltiges Blei lieferten. — Balbach[8]) saigert das Zinksilber und destillirt den Rückstand in Graphitretorten.

---

1) B. u. h. Ztg. 1869, S. 381. 2) B. u. h. Ztg. 1868, S. 231; 1869, S. 71, 381. Dingl. 198, 52. 3) B. u. h. Ztg. 1869, S. 381. 4) B. u. h. Ztg. 1852, S. 1. 5) B. u. h. Ztg. 1852, S. 328. 6) B. u. h. Ztg. 1852, S. 1. Erdm. J. f. pr. Ch. 22, 257. 7) B. u. h. Ztg. 1872, S. 76. 8) B. u. h. Ztg. 1871, S. 203.

Eintränken.

b) Wasserdampfen und Eintränken der silberhaltigen Oxyde beim Abtreiben. Dieses Verfahren, schon von Roswag[1]) angewandt, ist zwar einfach, hat aber Schattenseiten namentlich wegen Bildung zinkischer Abstriche beim Eintränken, mit deren Verarbeitung, sowie durch das Mitreissen des Silbers von verdampfendem Zink Metallverluste verbunden sind.

Beispiele.

Oberharz (Lautenthal S. 258). Aussaigern des Zinkschaumes in einem eisernen Kessel, Einschmelzen des silberreichen Zinks in einem solchen mit Blechhaube (mittelst eines auf Schienen laufenden Krahnes mit Differentialflaschenzug zu heben und zu transportiren) bedeckten Kessel, aus welchem eine Abzugsröhre in Condensationskammern führt, Einleiten von Wasserdampf von zwei Atmosphären Spannung, welcher in einem über dem Rost eines Oefchens liegenden Schlangenrohr getrocknet worden, durch ein in der Mitte des Kessels bis zum Boden niedergehendes Rohr mit Hahn in das bis zur Gelbgluth erhitzte Metallbad während etwa 4 St., wobei sich vorwaltend Zink oxydirt und auf die Oberfläche geht, während dessen Silbergehalt grossentheils sich im Blei ansammelt; so langes Dampfen, bis eine genommene Oxydprobe sich trocken zeigt und eine Schöpfprobe sich aus dem Löffel ausgiessen lässt, ohne daran eine adhärirende Haut oder Lappen zu bilden (Abwesenheit von Zink S. 100); Einleiten von Wasserdampf auf die Oberfläche des Metallbades zur Austreibung des Wasserstoffes, behuf Verhütung von Explosionen[2]); Abheben der stark beklopften Haube, Kühlenlassen, Abnehmen der silberhaltigen Oxyde, Eintränken derselben bei abgestelltem Winde beim Abtreiben des beim Dampfen erfolgenden Reichbleies, indem man beim Abtreiben von 6000 Kil. Reichwerken beim Eintritt der Abstrichperiode Posten von 175—200 Kil. Oxyden eintränkt, und Abgeben des silber- und zinkhaltigen Abstriches an die Schmelzarbeiten. Beim Dampfen des Schaumes erfolgen 60 Proc. Werke und 40 Proc. Oxyde.

Schachtofenschmelzen.

c) Verschmelzen des Silberzinks (Zinkschaumes) mit Schlacken im Schachtofen (Flach's Methode).[3]) Dieses Verfahren, welchem besonders Siéger[4]) das Wort redet, ist sehr einfach, führt schnell zum Ziele, erfordert weniger Arbeits- und Anlagekosten, als das vorige und scheint bei hinreichend schwacher Windpressung (nicht über 157 Mm. Wassersäule) geringere Bleiverluste, aber grössere Silberverluste zu geben.[5]) Man erhält dabei Reichblei, während das Zink theilweise verflüchtigt, grossentheils aber verschlackt wird. Die Schlacken setzt man wegen ihres Zinkgehaltes vorsichtig beim Erzschmelzen zu.

Beispiele.

Eifelhütten[6]) (S. 258). Zu Call saigerndes Schmelzen des Gold-Kupferschaumes in oblongen Kesseln von 2.5 M. Länge, 1.6 M. Breite und 0.87 M. Tiefe, Schmelzen des gesaigerten Schaumes mit 25 Proc. Puddelschlacken und 50 Proc. Bleistein auf Werkblei mit 0.7—0.8 Proc. Ag und Stein mit 8—10 Proc. Kupfer, Entsilberung des Steines mit bleiischen silberfreien Substanzen (Weissbleierz, Sulfat aus Kattunfabriken, Abfällen von der Mennigebereitung), Chloration des erfolgenden Steins mit 20 Proc. Kupfer. — Mechernich: Durchsetzen von Gichten von 100 Kil. Zinkschaum und 90 Kil. Puddelschlacken mit 17.5 Kil. Cokes in 3förmigen 4.4 M. hohen und 0.78—0.94 M. weiten Oefen bei 131 Mm. Wasserpressung, Schlacke mit $^1/_4$ Proc. Pb, Rauch mit 36 Proc. Pb, neben Werkblei auch Speise oder Stein mit 40—50 Proc. Kupfer, 1 Proc. Silber und wenig Schwefel (zum Verkauf). — Commern: Saigern des Zinkschaumes in einem geneigt liegenden gusseisernen Rohr von 0.47 M. Durchm. mit Abflussöffnung am tiefsten Puncte, dann Schmelzen mit Puddelschlacken im Schachtofen.

Stolberg. Saigern des Zinkschaumes im Eisenkessel, Verschmelzen des Abzuges mit 50 Proc. Eisenfrischschlacken und Capellenschalen (vom Abtreiben)

---

1) B. u. h. Ztg. 1870, S. 191. 2) B. u. h. Ztg. 1870, S. 215, 326. Oest. Ztschr. 1871, S. 403. 3) B. u. h. Ztg. 1867, S. 412; 1868, S. 312, 329; 1870, S. 79, 92. 4) B. u. h. Ztg. 1870, S. 79, 94, 123, 132, 191. 5) B. u. h. Ztg. 1870, S. 191; 1871, S. 424. 6) Blei- und Silbergewinnung in Engin. and Mining Journ., New-York, Vol. 14, No. 12 u. 13.

in 3förmigen Oefen bei schwacher Windpressung, wobei sich wenig Silber verflüchtigt, aber silberreiche Eisensauen entstehen, die zerkleinert ins Erzschmelzen gehen.

Braubach. Schmelzen des Zinkschaumes mit 30 Proc. Schweissofenschlacken in einem 3förmigen 0.78 M. weiten und 4.7 M. hohen Ofen, dessen Obertheil aus einem Dampfkessel besteht, mit Ventilatorwind bei Entstehung von wenig gold- und silberhaltigen Eisensauen.

Ems. Verschmelzen des Schaumes mit der doppelten Schlackenmenge (halb Schweiss-, halb Bleischlacke) bei 13 Mm. Quecksilberpressung und dunkler Gicht, Rauch enthält 40 Grm. Ag in 100 Kil.; Eisensauenbildung sehr unbedeutend.

Oberharz.[1]) Hier angestellte Schmelzversuche ergaben minder gute Resultate, als das Einränken des gesaigerten Zinkschaumes.

d) Durchrühren des Silberschaumes mit Chloralkalien. Behandlung mit Chlorverbindungen.

Wegen Ausführung bei niedriger Temperatur ist dieses Verfahren mit nur geringen Silber- und Bleiverlusten verbunden, dauert aber lange und eignet sich deshalb nur für kleinere Productionen.

Call.[2]) Einschmelzen von 1500 Kil. silberhaltigem reineren Schaum vom zweiten und dritten Zinkzusatz (der erste unreinere gold- und kupferhaltige Schaum wird im Schachtofen geschmolzen, S. 258), in einem elliptischen Kessel, Durchrühren mit 450 Kil. Stassfurter Carnallit und 150 Kil. Salmiak bei etwa 400° C, wobei sich Chlorzink, Ammoniak und Reichblei bilden, Abstechen des letzteren, nochmaliges Schmelzen des noch silberhaltigen Rückstandes mit 250—300 Kil. Schaumblei, Erfolg von 1500 Kil. Reichblei mit 2.7 Proc. Ag; Verschmelzen des endlichen zinkischen Rückstandes mit 8—10 Proc. Bleigehalt mit dem unreinen Kupferschaum im Schachtofen (S. 258). Beispiel.

e) Behandlung des Zinkschaumes auf nassem Wege. Nasser Weg.

Die Behandlung des Zinkschaumes oder der beim Dampfen desselben erhaltenen Oxyde mit Schwefel- oder Salzsäure ist meist wieder verlassen, weil beigemengtes Blei die Auflösung erschwert[3]), tödtlich wirkendes Arsenwasserstoff[4]) bei einem Arsengehalt von Erz oder Zink sich bilden kann und die Nutzung der zinkhaltigen Laugen schwierig ist.

Havre (S. 259). Absieben der Bleitheile von den Oxyden, Behandlung der letzteren mit Salzsäure von 12° B. in einem Bottich, Decantiren der Chlorzinklösung, welche durch Fällen mit feingepulvertem kohlensauren Kalk auf Zinkweiss[5]) benutzt wird, und Schmelzen des getrockneten Rückstandes in eisernen Kesseln, wobei sich Werkblei unter einer Schicht von Chloriden abscheidet, welche abgeschöpft und im Flammofen mit Kalk und Kohle reducirt wird. Beispiele.

Call.[6]) Früher Eindampfen silberreicher Oxyde mit Salzsäure, bis die Masse dickflüssig wird, dann Zusatz von Zinkschaum, welcher noch metallisches Blei und Zink enthält, wobei sich Chlorblei und metallisches Zink zu Chlorzink und Blei umsetzen.

3. Raffination des zinkischen Armbleies. Armbleiraffination.

Diese geschieht auf die S. 97 angegebene Weise seltener durch Schmelzen mit Puddelschlacken im Schachtofen, als durch Behandlung mit Chlorverbindungen (Tarnowitz), Wasserdampf (Mechernich, Oberharz), oxydirendes Schmelzen im Flammofen (Commern, Pise), Polen und Zusatz von Glätte (Braubach). Von der Zusammensetzung solcher Bleie und ihrer Reinheit im Vergleich zu Pattinsonblei war bereits die Rede (S. 101).

---

1) Berggeist 1870, No. 22, 91. 2) B. u. h. Ztg. 1871, S. 423. 3) B. u. h. Ztg. 1868, S. 329. 4) B. u. h. Ztg. 1869, S. 347. 5) Berggeist 1867, No. 47. 6) B. u. h. Ztg. 1869, S. 218.

II. Abtheilung.

Nasse Processe.

Umfang.

103. Allgemeines. Zu den nassen Processen, von deren Vorzügen und Schattenseiten bereits die Rede war (S. 206), gehören Amalgamations-, Auflösungs-, Fällungs- und Säureextractionsprocesse, bei deren Auswahl Erzbeschaffenheit, Materialpreise, sowie Lokalverhältnisse hauptsächlich massgebend sind.

1. Abschnitt.

Amalgamationsprocesse.

Wesen der Amalgamation.

104. Modificationen. Dieselben beruhen darauf, dass das metallische Silber vom Quecksilber aufgenommen wird und das gebildete Amalgam beim Glühen unter Verflüchtigung von Quecksilber Silber zurücklässt. Da das Silber meist vererzt, an Schwefel, Antimon, Arsen u. s. w. gebunden vorkommt, so muss dasselbe vor der Vereinigung mit Quecksilber erst frei gemacht werden.

Dieses kann geschehen:

1) Durch Umwandlung des vererzten Silbers auf trockenem Wege, durch Rösten mit Kochsalz (Europäische Fässeramalgamation), oder auf nassem Wege durch Chlorationsmittel (Amerikanische Haufenamalgamation, Patioprocess) in Chlorsilber [1]), Zerlegung desselben durch Eisen oder Kupfer (Europ. F.) oder durch Quecksilber (Amerik. H.) und Ansammlung des Silbers im Quecksilber.

2) Durch Rösten mit Wasserdampf zur Abscheidung metallischen Silbers und Verquickung desselben (Rivot's Process).

3) Durch Zerlegung des Schwefelsilbers direct durch Quecksilber unter Bildung von Schwefelquecksilber und Ansammlung des ausgeschiedenen Silbers in einem Ueberschusse des Quecksilbers (Mühlen- oder Arrastraamalgamation).

4) Durch Zerlegung des Schwefelsilbers mittelst Eisens und Quecksilbers (Pfannenamalgamation), zuweilen unter Anwendung von auflösend, chlorirend u. s. w. wirkenden Reagentien und bei kiesigen und blendigen Erzen einer chlorirenden Röstung, am besten im Stetefeldt-Ofen.

Während die europäische Amalgamation kiesige, blendige, Antimon und Arsen enthaltende Erze zulässt, so geben die übrigen Methoden nur dann ein erwünschtes Ausbringen, wenn gediegen oder Schwefelsilber von derartigen Verbindungen möglichst wenig verunreinigt ist (docile und rebellische Erze.[2]) Silber-

---

1) Riotte, über Silbererzchloration in Scient. Amer. V. 24, p. 281. 2) B. u. h. Ztg 1870. S. 280.

kerate (Chlor-, Brom- und Jodsilber, metales calidos) lassen sich durch Erwärmen mit Quecksilber in kupfernen Kesseln leicht amalgamiren (Heisse oder Kesselamalgamation, Cazoprocess), nicht die Schwefel, Antimon und Arsen enthaltenden (metales frios). Zuweilen sind mehrere dieser Methoden combinirt, z. B. europäisches und amerikanisches Verfahren.

Vergleichung der Amalgamirmethoden unter einander.

Bei gutgearteten Erzen und hinreichend billigen Quecksilberpreisen gewährt die Amalgamation vor der Verbleiung bei rascherem und vollständigerem Silberausbringen eine Ersparung an Brennmaterial und grössere Uebersichtlichkeit.

Die mit einem chlorirenden Rösten verbundene Fässeramalgamation zeichnet sich vor der Haufenamalgamation aus durch grösseres Silberausbringen, geringeren Quecksilberverlust durch Verflüchtigung und Nichtbildung von Quecksilberchlorür, Zeitersparniss und Verarbeitbarkeit von für letztere nicht passenden Erzen (Fahlerz, Arsenkies, hochgeschwefelte Erze, Kiese, Blenden); die Haufenamalgamation kann aber geboten sein in Gegenden, wo es bei billigen Quecksilber- und hohen Kochsalzpreisen an Brennmaterial und Aufschlagwasser fehlt und maschinelle Vorrichtungen schwierig zu beschaffen sind (Mexico). Der Silberverlust[1]) entsteht bei beiden Processen hauptsächlich durch feinzerstreutes (zerschlagenes) Amalgam, welches sich durch Verwaschen der Rückstände mit Kalk zum Theil wieder gewinnen lässt. Ob die Fässer oder die Pfannen vorzuziehen, ist noch nicht entschieden; letztere, eine amerikanische Erfindung und deshalb wohl mit grosser Vorliebe in Amerika angewandt, arbeiten rascher, nicht immer mit grösserem Silberausbringen, aber fast ohne Quecksilberverlust; die Silberbarren aus Pfannen sind in der Regel feiner und geben beim Schmelzen weniger Schlacke; die Fässer sind wohlfeiler und bedürfen geringerer Reparaturen, was ihre Nachtheile aufheben kann. Unvollständig geröstete Erze geben in Pfannen ein grösseres Ausbringen als in Fässern, so dass für erstere die Röstung weniger delicat zu sein braucht. Während für die Fässeramalgamation das Röstgut durch Mahlen und Sieben in sehr feinen Zustand versetzt werden muss, ist dieses bei Pfannen weniger nöthig; die Pfannenamalgamation, ein verbesserter Arrastraprocess, eignet sich wie dieser für Gold- und Silbererze, während Fässer- und Haufenamalgamation das Gold unvollständiger ausbringen.

Neuerdings sucht man immer mehr durch Röstung die Erze, welche zu den amerikanischen Methoden der Amalgamation in Pfannen, Kesseln und Mühlen direct nicht tauglich sind, vorzubereiten und hat man dafür häufig die Röstöfen von Stetefeldt (S. 63) und Brückner (S. 267) wegen billiger Arbeit und Massenproduction gewählt.

1. Capitel. Europäische Fässeramalgamation.

Modificationen.

105. Modificationen. Die Modificationen des Processes[2]) werden hauptsächlich durch die Beschaffenheit des zu verarbeitenden Materials (Erze, Speisen, Leche, Schwarzkupfer) und ihrer Beimengungen bedingt.

Geeignete Erze.

106. Erzamalgamation. Am geeignetsten sind kiesige, nicht zu silberreiche Dürrerze, deren Schwefelgehalt beim Rösten eine hinreichende Menge Schwefelsäure zur Zerlegung des für die Chlorsilberbildung bestimmten Kochsalzes giebt, was man durch eine Untersuchung des Erzes auf seinen Rohsteingehalt (Rohsteinprobe) erfährt.

Während man in Freiberg früher auf einen Gehalt von 25 bis 30 Proc. Rohstein in der Erzgattirung hielt, so werden in Nevada wegen Mangels an Kiesen Erze mit 6—10 Proc. Rohsteingehalt

1) B. u. h. Ztg. 1866, S. 23. 2) Winkler, europäische Amalgamation der Silbererze. Freiberg 1848. — American Journ. of mining 1868, Vol. 6, No. 13.

chlorirend geröstet und dabei 88—91 Proc. Silber in Chlorsilber verwandelt.

Bei einem Kalkspathgehalt des Erzes fällt letzteren Falls das Resultat weniger günstig aus. Fehlt es an Schwefelsäure bildenden Substanzen, so schlägt man solche in Gestalt von Schwefelkies, Rohstein, Kupfer- oder Eisenvitriol, seltener Schwefel zu. Zu kiesreiche Erze werden vor der Chloration theilweise abgeröstet.

Schädliche Verunreinigungen im Erz sind namentlich Blei (über 15 Proc.), Wismuth, Arsen, Antimon und Zink.

Dieselben können sich theilweise mit Quecksilber verbinden und ein zähes, von den Rückständen sich schwieriger trennendes unreines Amalgam geben (Blei, Wismuth, Kupfer), beim Rösten eine Sinterknotenbildung (Blei, Wismuth) oder eine Silberverflüchtigung begünstigen (Antimon, Arsen, Zink) oder theilweise in den Rückständen bleiben (Gold, Kupfer, Nickel, Kobalt). Kalk absorbirt Schwefelsäure; Quarz kann Silbersilicat beim Rösten erzeugen, wenn nicht ein Ueberschuss von Kochsalz vorhanden (Arany-Jdka). Wegen der möglichen Verluste an Gold[1]) und Kupfer und der nicht unbedeutenden Quecksilberpreise ist die Amalgamation in Europa meist durch billigere und vollkommenere Processe ersetzt (Freiberg, Mansfeld, Ungarn).

Operationen.

Die Amalgamation erfordert nachstehende Operationen:

Zerkleinerung.

A) Zerkleinerung der Erze mittelst Pochwerke (Batterien) mit hinreichend feinen Sieben und Trocknen des Pochgutes am Besten durch die Ueberhitze des Röstofens.

Beschickung.

B) Beschicken mit Kochsalz, dessen Menge sich einmal nach dem Silber-, dann nach dem Kiesgehalt (Rohsteingehalt) des Erzes richtet, früher in Freiberg, z. B. 10—12 Proc. Kochsalz bei Erzen mit 0.03—0.2 Proc. Ag und 22—26 Proc. Rohstein (durch die Rohsteinprobe ermittelter Gehalt an Einfachschwefeleisen), in den Vereinigten Staaten 6—7 Proc., bei reichen Erzen bis 20 Proc.; Zusatz des Salzes gleich beim Pochen des Erzes oder Ausbreiten von Erz und Kochsalz in horizontalen Lagen, Umschaufeln, Sieben, Zerklopfen der Gröbe und Abtheilen eines grössern Postens, z. B. von 7500 Kil. in kleinere je nach der Chargengrösse für die Röstung. Bei Mangel an Kiesen Zusatz von Schwefelsäure gebenden Substanzen, z. B. $1^1/_2$—3 Proc. Eisenvitriol bei 8—10 Proc. Kochsalz, bei kalkigen Erzen mehr Eisenvitriol, seltener Schwefel in Substanz.[2]) Zuweilen geringer Zusatz von Kupfererz zur Beförderung der Chloration.

Röstung.

C) Rösten[3]) zur Chlorirung des Silbers.

Theorie.

Beim Erhitzen unter Luftzutritt werden die Schwefelverbindungen, namentlich zuerst der Schwefelkies in Sulfate verwandelt, welche sich entweder direct mit dem Kochsalz in schwefelsaures Natron und Chlormetalle umsetzen oder bei steigender Hitze Schwefelsäure entlassen (S. 57), welche aus dem Kochsalz unter Bildung von schwefelsaurem Natron und schwefliger Säure Chlor austreibt. Dieses zerlegt Schwefelmetalle unter Entweichen von Chlorschwefel in Chlormetalle, welche entweder fest zurückbleiben (Silber, Kupfer u. s. w.) oder mehr oder weniger flüchtig sind (Antimon, Arsen, Wismuth, Zink u. s. w.). Gleichzeitig können Metalloxyde und Metallsalze sich bilden, welche nicht von Chlor, wohl aber von Chlorwasserstoffsäure in Chloride verwandelt werden. Die sich verflüchtigenden Chloride, besonders bei höherer Chloration (Eisen- und Kupferchlorid) geben an Schwefelmetalle

---

1) B. u. h. Ztg. 1861, S. 208. 2) B. u. h. Ztg. 1872, S. 25. 3) G. Küstel, Roasting of Gold and Silver Ores etc. San Francisco 1870, p. 19. — Plattner's Röstprocesse 1856, S. 257.

namentlich an Schwefelsilber Chlor ab, desgleichen wirkt verdampfendes Kochsalz auf gewisse Verbindungen chlorirend. Die im rohen Erze enthaltenen Verbindungen können sich in dem fertigen Röstgute in folgenden Zuständen befinden: gediegen Silber und Schwefelsilber als Chlorsilber mit geringen Mengen von Schwefelsilber, sowie antimon- und arsensaurem Silberoxyd, Schwefelkupfer als Oxyd, weniger als Chlorür und vielleicht mit geringen Mengen antimonsaurem Kupferoxyd und Kupferchlorid; Schwefelkies als Eisenoxyd mit wenig basischem Sulfat und Arseniat; Schwefelmangan als Chlorür und Sulfat; Schwefelzink als Zinkoxyd und wenig Chlorzink, welches sich grösstentheils verflüchtigt hat; Schwefelblei als Sulfat, Antimoniat und basisches Chlorblei, letzteres theilweise verflüchtigt; Schwefelantimon in antimonsauren Salzen und als wenig Chlorantimon, da letzteres zum grösstentheil verflüchtigt ist; Arseneisen als Eisenoxyd mit wenig basisch arsensaurem Eisenoxyd und Eisenchlorid; Arsennickel und Arsenkobalt als basisch arsensaure Salze mit Chloriden und freien Oxyden; Gold[1]) meist metallisch, theils chlorirt oder als Goldoxydnatron-Chlornatrium nach Rössner. Kochsalz als schwefelsaures Natron neben unzersetztem Chlornatrium. Je mehr in Wasser oder Kochsalzlauge lösliche Salze das Röstgut enthält, um so mehr werden aus der Lösung fremde Metalle durch Eisen oder Quecksilber gefällt und dem Amalgam zugeführt.

Zur Zerstörung solcher Salze (namentlich Kupfersalze) muss entweder nach beendigter Chloration die Temperatur stark erhöht oder zur Abkürzung der Zeit besser ein Zuschlag von kohlensaurem Kalk gegeben werden, welcher ohne Chlorsilber zu verändern, unlösliche Oxyde ausscheidet (Arwaca). Auch zieht man lösliche Salze vor der Amalgamation mit heissem Wasser aus. Zur Verminderung der Silberverflüchtigung werden Antimon und Arsen enthaltende Erze wohl für sich todt und dann erst mit Kochsalz und 1—2 Proc. Eisenvitriol chlorirend geröstet; bei kupferhaltigen Erzen bleibt in solchem Falle das Kupfer grösstentheils als Oxyd zurück. Die Silberverluste entstehen auf mechanischem und chemischem Wege, namentlich durch Fortreissen von Chlorsilber durch flüchtige Chlormetalle.

Rivot[2]) hat die chlorirende Röstung gold- und silberhaltiger Erze durch eine oxydirende mit überhitztem Wasserdampf ersetzt. Nach Poumarède begünstigen Quarz oder Feldspathsubstanz die Chloration.

Zum chlorirenden Rösten der Erze für die Fässeramalgamation oder auch für die Pfannenamalgamation (sowie für oxydirende Röstungen) dienen: Röstöfen.

1. Flammofen, am häufigsten angewandt, als Flammöfen.

a) Discontinuirliche (Krählöfen) in Gestalt von ungarischen (S. 65) und englischen Flammöfen (S. 65), sowie von Mansfelder Doppelöfen (Fig. 139, 140, S. 266).

b) Continuirlich wirkende Oefen und zwar

α) Handöfen in Form von Fortschaufelungsöfen[3]) (S. 66) und Keith's Ofen[4]), in welchem das Erz auf dem geneigten Herd eines Flammofens schwebend erhalten wird (meist zum oxydirenden Rösten von Golderzen angewandt).

In Bailey's Ofen[5]) werden Erze gemeinschaftlich mit Luft durch erhitzte Röhren getrieben.

Der californische Fortschaufelungsofen[6]) hat Herde terrassenförmig über einander; der obere ist 12 M. lang und 1.9 M. breit, der untere 3.5 M. lang und 3.2 M. breit.

β) Mechanische Oefen, bei welchen die Handarbeit durch die billigere Maschinenarbeit ersetzt ist.

---

1) B. u. h. Ztg. 1861, S. 325; 1863, S. 336. Küstel c. l. p. 65. 2) B. u. h. Ztg. 1871, S. 277. 3) B. h. Ztg. 1869, S. 129; 1871, S. 195. Dingl. 190, 214, 291, 388. 4) B. u. h. Ztg. 1866, 244; 1870, 416. Taf. 12, Fig. 3 u. 4. Bode, Schwefelsäurefabrikation 1872, S. 36. 5) B. u. h. Ztg. 1871, S. 248. 6) Dingl. 190, 214, 291, 388.

Beispiele. a) Oefen mit horizontal rotirendem kreisrunden Herd. Oefen von Brunton[1]), Kuschel und Hinterhuber[2]), Gibb's und Gelstharp (Fig. 103, 104, S. 189), Kinkele[3]), Hilside[4]) mit 4 Etagen, Ernst[5]) u. A.

Fig. 139.

Fig. 140.

a oberer Herd, 2.823 M. lang und 3.058 M. breit. *b* unterer Herd, 2.563 M. lang und 3.006 M. breit. *c* Feuerbrücke, 2.066 M. lang, 0.262 M. breit, 0.314 M. über dem Herde und 0.366 M. über dem Roste. *d* Fuchscanal zwischen beiden Herden. *f* Gewölbe. *g* Canal zum Herabfallen des Erzes. *h* Arbeitsöffnung mit Gezähwalze. *i* Esse. *α*, *β*, *γ*, *δ* Flugstaubkammern. Während früher die Flamme aus dem unteren Herd durch den Fuchscanal in den oberen gelangte, so mündet der Fuchs des unteren Herdes jetzt direct in die Flugstaubkammern und der obere Herd wird nur an der Sohle von dem unteren erhitzt. Schemnitzer Oefen haben zwei Füchse, von denen einer in die Flugstaubkammern, der andere in den oberen Herd geht, so dass man die Flamme beliebig leiten kann.

b) Oefen mit rotirendem cylindrischen Herd. Brückner's Ofen[6])

1) B. u. h. Ztg. 1859, S. 355. Specifications 1869, No. 3074. 2) Kärnthner Ztschr. 1871, S. 160. B. u. h. Ztg. 1871, S. 330. 3) Scientif. Amer. 1868, p. 97. 4) Scientific Press, San Francisco 1871, Vol. 23, No. 11. 5) Küstel c. l. p. 98. 6) B. u. h. Ztg. 1869, S. 130; 1870, S. 441; 1872, S. 213. Engin. and min. Journ. New-York 1869, Vol. 8, No. 15.

(Fig. 141, 142), in Colorado zum chlorirenden Rösten für die Fässeramalgamation, sowohl für Klein- als Grossbetrieb häufig angewandt. Chargen von 1500—2000 Kil. Erz mit 6—10 Proc. Kochsalz bei 1—2maligem Rotiren des Cylinders pro Sec. Die Scheidewand c d bewirkt ein stetes Hin- und Hertreiben des Röstgutes von einem Ende zum andern.

Fig. 141.

A Cylinder aus Kesselblech, 3.5—3.8 M. lang und 1.6—1.9 M. weit, mit feuerfesten Steinen ausgefüttert, mit Rippen *f* auf Rollen *a* ruhend und durch ein in den Zahnkranz *h* eingreifendes Getrieberad *b* in Rotation versetzt. *B* Feuerungsraum. *C* Fuchs. *e* Chargiröffnung. *c* eiserne mit feuerfestem Material überkleidete Scheidewand von 10 bis 15° Neigung, deren einzelne Abschnitte *c* in Rinnen der röhrenförmigen Rippen *d* gehalten werden, durch welche letztere Luft zur Kühlung streicht.

Fig. 142.

Rivot's Ofen[1]) für Wasserdampfzuführung hat eine ähnliche Construction, desgl. die Oefen von Vining und Atwood.

c) Oefen mit festem Herde, auf welchem das Röstgut durch eine Kette ohne Ende, eine Schnecke u. s. w. langsam übergeführt wird.

O'Hara's Ofen[2]), in Nevada in Anwendung, hat einen geneigten Herd, über welchen das Röstgut durch eine Kette ohne Ende geführt wird.

Wilson's Ofen, aus mehreren zu erhitzenden Cylindern bestehend, von welchen das Erz mittelst archimedischer Schnecke aus dem einen in den andern unter Zuführung von Luft und Dampf gelangt.

Röstverfahren.

Das Rösten in Flammöfen pflegt in drei Perioden zu geschehen, dem Anfeuern bei niedriger Temperatur bis zum Erglühen des Erzes, der Oxydations- oder Abschwefelungsperiode, in welcher unter gesteigerter Temperatur man sich vorwaltend aus den Schwefelmetallen Sulfate bilden lässt, und in der Gutröstperiode, wobei in stärkerer Hitze die schwefelsauren Dämpfe und Sulfate auf das Kochsalz einwirken und vorwiegend die Chloration stattfindet. Letztere Periode beginnt, wenn die Entwicklung von schwefliger Säure nachlässt und das Röstgut dunkel wird, und ist beendigt, wenn bei stark aufgelockertem Röstgut die Gasentwicklung aufhört. Die einzelnen Perioden gehen in einander über, namentlich findet auch

1) B. u. h. Ztg. 1871, S. 276. Hague, Min. Indust. 1870, p. 609. 2) B. u. h. Ztg. 1869, S. 282. Küstel c. l. p. 97. Hague, Min. Indust. Washington 1870, p. 256.

schon in der zweiten eine Zerlegung des Kochsalzes statt. Man darf nicht zu häufig krählen, weil sonst das Chlorgas zu rasch aus der Masse entweicht.

Man erhielt z. B. in einem rotirenden Ofen 15 Proc. Chlorsilber weniger, als in dem langsam rührenden O'Haraschen Ofen, welcher 91—94 Proc. Chlorsilber gab. Bei einer gut verlaufenen Röstung erhält man über 90 Proc. Silber als Chlorsilber und wenig basische Chlormetalle.

Röstproben. Zur Beurtheilung des Ausfalles der Röstung werden folgende Proben angestellt: Abwägen einer kleinen Menge Röstgut, Ansieden und Bestimmen des Gesammtsilbergehalts; Auslaugen einer zweiten Probe auf dem Filter mit einer heissen Lösung von unterschwefligsaurem Natron, so lange Schwefelnatriumlösung im Filtrat noch einen Niederschlag giebt, Auswaschen des Rückstandes mit heissem Wasser, Trocknen und Ansieden desselben, wo sich dann der Gehalt an unchlorirtem Silber ergiebt.

Statt unterschwefligsauren Natrons kann man auch heisse Kochsalzlösung zur Solution des Chlorsilbers nehmen, bis das Filtrat auf blankem Kupferblech keinen bläulich weissen Fleck mehr giebt und sich beim Verdünnen mit Wasser nicht trübt. Nolte[1]) zieht das Chlorsilber mit Ammoniak aus, scheidet dasselbe durch Zusatz von Salpetersäure ab und taxirt dessen Menge in einer ausgezogenen graduirten Proberöhre nach der Höhe des Absatzes.

Muffelöfen. 2. Muffelöfen. Seltener in Anwendung, z. B. in Colorado[2]) mit 22 M. langer und 2.2 M. breiter Muffel, namentlich für Golderze.

Schachtöfen. 3. Schachtöfen, hauptsächlich in Gestalt des Stetefeldt'schen Ofens (S. 63) in den Ver. Staaten angewandt, in welchem man ein Gemenge von Erz und Kochsalz, wohl sehr vortheilhaft mit Schwefel[3]), herabfallen lässt.

Beispiele. Stetefeldt's Ofen[4]) zeichet sich durch Massenproduction (in 24 St. an 20000 Kil. und mehr), Zulassung einer starken chlorirenden Wirkung (bis 92 Proc. chlorirtes Silber), geringere Röstkosten und geringen Brennmaterialverbrauch vor Flammöfen aus. Betriebskosten eines Flammofens zu Reno (Nevada) 11—12 Dol. per Ton. (1015 Kil.) Erz, im Stetefeldtofen 3.52 Dol. Verbrauch von 6 Proc. Kochsalz.

Grosby's Ofen[5]) von 3.1 M. Länge, 2.2 M. Breite und 3.1 M. Tiefe mit durchlöchertem Boden; Einstecken von Holzstangen in die Löcher, Umgeben der Stangen mit dem mittelst Seewassers angefeuchteten und mit geschnittenem Stroh gemengten Erz, Herausziehen der ersteren und Feuern unterhalb des Bodens, von wo die Flamme durch die Canäle im Erze (40600 Kil.) während 48—60 St. zieht. — Kent[6]) presst Ziegel aus einem angefeuchteten Gemenge von Erz mit 3 Proc. Kochsalz und brennt diese in einem Schachtofen.

Röstgutzerkleinerung. D) Zerkleinern des Röstgutes: Abrättern der Röstgröbe im Durchwurfe mit 27.4 Q.-Cm. grossen Löchern, Sieben des Durchfalls durch ein Cylindersieb (Fig. 143, 144) mit etwa 12 Löchern auf den Q.-Cm., Mahlen des Siebmehls auf Erzmühlen mit Granitsteinen und Cylinderbeuteln, Schroten der Röst- und Siebgröbe auf Mühlen und Zusatz des Zerkleinten beim Erzrösten.

Anquicken. E) Anquicken des Röstgutes. Diese Operation, das Behandeln des Mühlmehles mit Eisen, Quecksilber und Wasser um-

---

1) B. u. h. Ztg. 1867, S. 7. 2) B. u. h. Ztg. 1870, S. 449. 3) B. u. h. Ztg. 1872, S. 25.
4) B. u. h. Ztg. 1868, S. 14, 185; 1870, S. 101; 1871, S. 195. 5) B. u. h. Ztg. 1872, S. 26.
6) B. u. h. Ztg. 1866, S. 245.

fassend, geschieht in eichenen rotirenden, mit starken Eisenreifen umbundenen Fässern (Fig. 145), von etwa 0.9—1.3 M. Durchm. und zur

Fig. 143.

grössern Haltbarkeit, sowie besseren Mengung der Massen im Bauche mit eingetriebenen, inwendig hineinragenden Holzpflöcken versehen.

Fig. 144.

Fig. 143, 144. *A* Sieb mit etwa 5° Neigung mit Kurbel *B* *D* staubdichter Kasten. *C* Schnecke an der Kurbelaxe, in einem unterbrochen gradlinigten Lager (Schlag) *E* langsam steigend und rasch fallend zur Hervorbringung einer stossweisen Erschütterung. *F* hölzerne Schnecke vorn an der Kurbelaxe zur schüttelnden Bewegung des Rumpfes *G*. *H* Lutte. *J* Abtheilung im Kasten *D* zur Ansammlung des Siebfeinen, *K* desgl. für die Gröbe. *a* Ausräumöffnungen, mit Schiebern versehen.

Fig. 145.

Fig. 145. *a* Zapfenlager, deren eines durch die Schraube *c* verschiebbar ist, um die Zahnscheibe *b* aus dem Kammrad von etwa 2 M. Durchm. rücken zu können. *d* mit Bügel und Schraube verschlossener Spund. *e* Rohr zum Ablassen des Amalgams in die Rinne *f*.

Seltener steht das Quickfass fest und es werden in demselben unter Zuführung von

Wasserdampf Eisen- oder Kupferplatten mittelst eines Rührwerks bewegt (Dampfquickfass[1]) von Veatch).

Die Einrichtung einer Amalgamirvorrichtung[2]) (Fig. 146, 147) ergiebt sich aus der Beschreibung der folgenden einzelnen Manipulationen:

Manipulationen.

Fig. 146.

Fig. 147.

1. Versetzung des Silbers in metallischen Zustand (Quickbreibildung). Einlassen von etwa 150 Kil. Wasser aus dem Behälter *E* oder einer Röhrenleitung mittelst eines Gerinnes in das Fass *c*, dann 500—700 Kil. Röstgut aus dem 0.94 M. hohen und 1.1 M. weiten Kasten *D* durch die Lutte *d* und den mit Blechrohr versehenen Zwillichsack *e*, Zusatz von 50—55 Kil. Stabeisen in einzölligen Stücken (bei kupferreichen Erzen statt Eisens wohl Kupfer[3]), um die Bildung eines kupferreichen Amalgams zu verhüten), Schliessen des Spundes *r*, Eingreifenlassen des auf der Wasserradwelle *S* sitzenden Kammrades *M* in die Zahnscheibe *m* auf dem Fasse und Rotirenlassen desselben während 2 Stunden 10—12 Mal pro Min., bis der Quickbrei die gehörige, honigartige Consistenz erhalten hat und eine genommene Probe nicht zu schnell von einem Stabe herabfliesst.

Beim Verquicken lösen sich in Wasser und der entstandenen Kochsalzlauge lösliche Salze auf; aus dem Chlorsilber, in Kochsalzlauge gelöst, wird durch Eisen metallisches Silber unter Wärmeentwicklung ausgeschieden, gleichzeitig werden andere Chlormetalle durch ersteres zerlegt und ihr Radikal verunreinigt demnächst das Amalgam (Gold, Kupfer, Blei, Antimon u. s. w.); höhere Chloride (von Eisen, Kupfer) gehen in Berührung mit Eisen in niedrigere über, wodurch demnächst Quecksilberverlust durch Calomelbildung verhütet wird, andere bleiben unzerlegt (von Nickel, Kobalt, Zink, Mangan). Durch Einwirkung von Eisen- und Kupferchlorid auf das kohlenstoffhaltige Eisen können Kohlenwasserstoffgase entstehen[4])

Verquicken.

2. Verquickung des Silbers. Zulassen von 150—250 Kil. Quecksilber aus der Röhrenleitung *p* in das Fass und 18—20 Stunden

---

1) B. u. h. Ztg. 1863, S. 107. 2) Berggeist 1869, No. 98 (Einrichtung und Kosten). 3) B. u. h. Ztg. 1860, S. 457. 4) B. u. h. Ztg. 1870, S. 66.

langes Rotirenlassen bei 20—22 Umgängen pro Min., bis das Silber möglichst vollständig ins Quecksilber übergegangen ist (Nehmen einer Schöpfprobe mittelst eines Tiegels von mehreren Seiten, Verwaschen derselben in einer Schüssel mittelst der Hand, Abgiessen der Trübe in eine Schüssel und Probiren des abgesetzten Rückstandes auf Silber, dessen Gehalt z. B. zu Arany-Idka 0.004 Proc. bei gutem Verlauf des Processes beträgt.)

Beim Verquicken wird das metallische Silber vom Quecksilber aufgenommen, letzteres erzeugt in Contact mit Eisen und der Lauge als feuchtem Leiter eine galvanische Thätigkeit und unter Wärmeentwicklung werden noch vorhandene Chlormetalle, namentlich Chlorsilber zerlegt und ihre Radikale ins Amalgam geführt. Von einem Goldgehalt gewinnt man etwa nur die Hälfte im Amalgam. Die Silberverluste rühren meist von verschlagenem Amalgam her. Bemerkt man solches von graulich schwarzer Farbe, so giebt man wohl mehr Eisen ins Fass, vermehrt dagegen die Geschwindigkeit desselben, wenn sich das Quecksilber als weisser Schaum zeigt.

Amalgamabsonderung.

3. Absonderung des Amalgams von den Rückständen. Verdünnung des Fassinhaltes mit Wasser, Rotirenlassen der Fässer während $1^1/_2$—2 St. 8—9 Mal pro Min. Arretiren derselben bei nach unten befindlichem Spund, Oeffnen eines mit Eisenzapfen verschlossenen Loches im Spund, wobei das Amalgam in ein Gefäss fliesst (Ungarn) oder mittelst eines eingesteckten Schlauches dem Rohre *h* (Freiberg) und durch die Rinne *i* der Amalgamkammer zugeführt wird, Schliessen der kleinen Spundöffnung, wenn Rückstände kommen, völliges Oeffnen des Spundloches zum Ablassen der Rückstände, ohne dass Eisen herausfällt, nach *o*, von wo sie durch eine Rinne in einen Waschbottich fliessen und unter Wasserzuführung mittelst eines Rechens aufgerührt werden, wobei sich ein unreines Amalgam (Waschbottichamalgam) absetzt; Concentriren der Laugen und Versieden auf Glaubersalz, etwaiges Verschmelzen gold- und kupferhaltiger Rückstände.

Verarbeitung des Amalgams.

4. Gewinnung des Silbers aus dem Amalgam. Diese geschieht

a) durch Verwaschen des Amalgams in Schüsseln (Ungarn), Fässchen (Freiberg) und Trögen;

b) durch Pressen des Amalgams zur Abscheidung überschüssigen Quecksilbers in Leder- oder Zwillichbeuteln durch Drehung derselben mit der Hand (Freiberg) oder durch Pressen mittelst Schraube oder einer hydraulischen Presse in einer Barchenthülle in einem Cylinder von durchlöchertem Blech, welcher in einem Holzcylinder steht (Ungarn), oder in einem eisernen Cylinder mit hölzernen Boden, durch dessen Poren das Quecksilber getrieben wird (Poullaouen) oder durch Ausschleudern in einem Centrifugalapparat.[1]) Kupferhaltiges Amalgam kann im gemahlenen Zustande durch Behandlung mit heisser Kupferchloridlösung von Kupfer befreit werden (Kröncke's Verfahren). Ein eigenthümliches Verhalten zeigt bleihaltiges Amalgam[2]) beim Filtriren.

c) Durch Ausglühen, wobei unter Verflüchtigung des Quecksilbers das Silber mit blumenkohlähnlicher Oberfläche (Teller- oder

---

1) B. u. h. Ztg. 1871, S. 30. 2) B. u. h. Ztg. 1863, S. 7.

Ausglühmetall) zurückbleibt und wohl noch durch Feinschmelzen im Tiegel (S. 245) oder in den zum Glühen des Amalgams angewandten Retorten (Ungarn) raffinirt wird. Zum Ausglühen des von der Fässer-, Haufen- und Pfannenamalgamation hervorgegangenen Silberamalgams (sowie auch des Goldamalgams) dienen

α) Glockenöfen, von älterer und neuerer Construction, meist nur bei der Haufen-[1]) und Pfannenamalgamation angewandt.

Denselben liegt die früher übliche Construction (Fig. 148) zu Grunde: *t* Teller zur Aufnahme des Amalgams, an einer im mit fliessenden Wasser gefüllten eisernen Gefässe *a* stehenden Stange befestigt und mit einer Glocke *g* umgeben. Beim Erhitzen derselben durch umgelegtes entzündetes Brennmaterial verdichtet sich das verdampfte Quecksilber in dem Raume unter der Glocke. Abdestilliren von 150—200 Kil. Amalgam in 8 Stunden. — Man presst auch wohl (Mexico) das Amalgam zu Ziegeln und schlichtet dieselben unter einer Glocke auf einer Eisenplatte auf, wo dann beim Erhitzen der Glocke die Dämpfe durch eine Oeffnung in der Eisenplatte in einen Canal mit fliessendem Wasser gelangen[2]) — Statt unter Glocken wird das Amalgam auch in Cylindern, welche auf einem Herde stehen, erhitzt (Fig. 149). *a* 9 Eisencylinder, in deren jedem 35—40 Kil. Amalgam eingestampft werden. *b* durchlöcherte Eisenplatte, *d* in Wasser tauchende Cylinder im Gefässe *D*, welche die Quecksilberdämpfe beim Feuern in *B* ins Wasser führen. *e* Fuchs. *f* transportabler blecherner Schornstein. *g* verlorne Mauer.

Fig. 148.

Fig. 149.

β) Röhren- und Retortenöfen, welche bei minderem Brennmaterialverbrauch und geringerem Quecksilberverlust eine bessere Leitung der Operation gestatten, als die Glockenöfen.

Röhrenöfen[3]) (Fig. 150). Ueber einer Feuerung horizontal liegende elliptische Röhren, hinten zu öffnen behuf Eintragens von mit Amalgam gefüllten gusseisernen, halbcylindrischen Pfännchen, an der vorderen Seite mit einem von Wasser umgebenen, in die Quecksilberkammer führenden gekrümmten Rohre versehen (früher in Freiberg), oder das eine zusammengezogene Ende der Röhre mündet in ein Liebig'sches Kühlrohr (Reese River[4]).

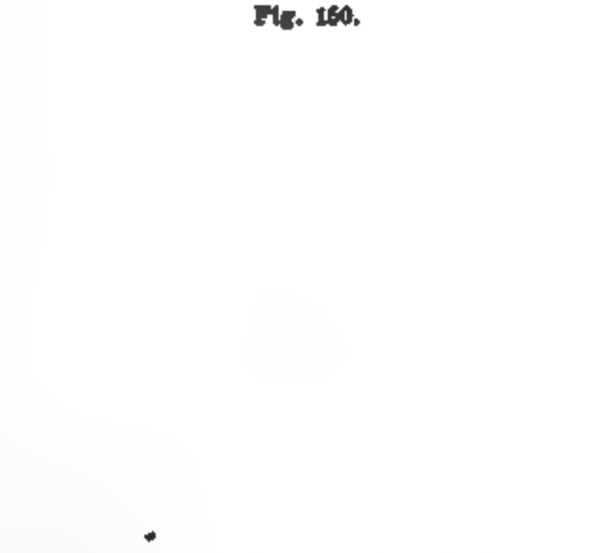
Retortenöfen.[5]) Gusseiserne Retorte von etwa 366 Mm. Tiefe und 31 Mm. Weite oben, mit aufschraubbarem 31 Mm. hohen Helm,

---

1) B. u. h. Ztg. 1863, S. 90. 2) B. u. h. Ztg. 1870, S. 357, Taf. 7, Fig. 12, 13. 3) B. u. h. Ztg. 1866, S. 376. Taf. 7, Fig. 10. 4) Hague, Mining Industry 1870, Taf. 18. 5) Kerl, Met. 4, 239, Taf. 2, Fig. 50. B. u. h. Ztg. 1869, S. 415.

welcher in eine durch einen Wasserbehälter hindurch gehende Kühlröhre mündet. Aus dieser gelangt das verdichtete Quecksilber durch ein Kniestück in eine mit Wasser gefüllte, in einem seichten Bottich stehende gusseiserne Vorlage. Die mit 7 vertical und radikal eingestellten Eisenblechen versehene Retorte fasst 200 Kil. (man hat auch grössere für 400—500 Kil.) Amalgam (Ungarn).

Fig. 150.



Beispiele. Freiberg.

Freiberg.[1]) Früher: chlorirende Röstung von Erzen mit 0.09—0.26 Proc. Silber in Posten von 250 Kil. in ungarischen Oefen, Verquicken von 500 Kil. Röstgut pro Fass mit 150 Kil. Wasser, 50 Kil. Stabeisen und 250 Kil. Quecksilber, Ausglühen des Amalgams im

a Röhren von 1.26 M. Länge, 288 Mm. Weite, 235 Mm. Höhe. *b* Feuerungsraum. *c* Schornstein. *d* Condensationsröhren, an ihrem trichterartigen Ende *e* mit Tuch belegt, welches in Wasser im Gefässe *f* eintaucht. *g* Wasserzuführungsrohr.

Röhrenofen und Feinschmelzen des Ausglühmetalles in eisernen Tiegeln. Silberverlust beim Rösten, Sieben und Mahlen 2—4, beim Amalgamiren wegen Silbergehalts der Rückstände 3—4½ Proc., Quecksilberverlust (meist in den Rückständen und der Lauge) 0.05 Proc.

Arany-Idka. Arany-Idka[2]) in Ungarn. Erze mit 0.35—0.45 Ag, 1—2 Cu, 1.5—3 Pb, 0.3—0.5 Zn, 10—14 Sb und wenig Gold, 16 Proc. Kochsalz bei 15—18 Proc. Lechgehalt, Rösten in doppelherdigen Oefen, Anquicken von 500—700 Kil. Mehl mit 60 Kil. Eisen, 150 Kil. Wasser, 175 Kil. Quecksilber; Ausglühen des Amalgams in Retorten; Silbergehalt der Rückstände 0.004 Proc., Quecksilberverlust 0.09 Proc.

Fernezely. Fernezely[3]) in Ungarn. Erze mit 0.035—0.07, selten über 0.1 Proc. Ag und nicht über 1 Proc. Blei, Rösten mit 12 Proc. Kochsalz und ⅝ Proc. Kupfererz im Mansfelder Doppelofen, Glühen von 400—500 Kil. Amalgam auf einmal in Retorten.

Mexico. Mexico.[4]) Rösten von silberhaltigen Kupfererzen mit 25—30 Proc. Ag und 15—70 Proc. Kupfer mit Kochsalz unter Zuschlag von 3—5 Proc. Kalk, Verquicken mit Wasser, Kupfer und Quecksilber. Silberverlust beim Rösten bis 15 Proc.

Reese-River-Process[5]) (Nevada). Pochen der Erze, Rösten in Reverberir- und Stetefeldtöfen mit 10 Proc. Salz, Amalgamation in grossen Fässern von 1.6 M. Länge und 1.3 M. Weite mit 1015 Kil. Ladung, 200 Kil. Quecksilber und 100 Kil. Schmiedeeisen während 14 St.; Röhren zum Ausglühen des Amalgams von 314 Mm. Durchmesser und 940 Mm. Länge ziehen sich an dem einen Ende, welches in ein Liebig'sches Kühlrohr mündet, auf 66 Mm. zusammen; Schmelzen des Glühmetalles in Tiegeln im Windofen.

107. Lechamalgamation. Rohleche[6]) aus Dürrerzen werden in ähnlicher Weise wie Erze behandelt, Kupferleche aber, um das Kupfer möglichst wenig ins Amalgam zu führen und einer Chloration des Quecksilbers durch gebildetes Kupferchlorid entgegen zu wirken, erst für sich todt, dann mit Kochsalz geröstet (S. 265), Verfahren

1) Winkler c. l. Plattner's Röstprocesse 1856, S. 301. 2) Winkler c. l. S. 65, 78, 94. Kerl, Met. 4, 242. 3) Leoben. Jahrb. Bd. 18. B. u. h. Ztg. 1869, S. 415. 4) B. u. h. Ztg. 1860, S. 487, 496; 1870, S. 331; 1872, S. 163. 5) B. u. h. Ztg. 1871, S. 341. Hague, Mining Industry 1870, Taf. 18. 6) Winkler c. l. 1848, S. 187 Freib. Jahrb. 1835, S. 61.

hierauf mit Kalk beschickt (S. 265), eingesumpft und gaargeröstet (früher im Mansfeldschen[1]).

Verfahren. **108. Speiseamalgamation.**[2]) Die Speisen werden zur möglichst vollständigen Entfernung des Arsens und Antimons wohl unter wiederholtem Einmengen von Kohle oxydirend (Vorrösten), dann erst unter Zusatz von Kochsalz oder gleichzeitig von entwässertem, gemahlenem Eisenvitriol chlorirend geröstet (Gaarrösten).

Theorie. Das Kochsalz wandelt schon für sich allein in dem vorgerösteten Material enthaltenes Silber, Silberoxyd und arsensaures Silberoxyd in Chlorsilber um und erzeugt weniger mit andern Metalloxyden als mit deren basischen arsensauren Salzen (Wismuth, Kupfer, Kobalt, Nickel u. s. w.) Chlormetalle, welche im dampfförmigen Zustande auf Silber und Silberarseniat chlorirend wirken. Durch Zusatz von Eisenvitriol wird jedoch die Chloration beschleunigt, indem derselbe mit dem Kochsalz bei Luftzutritt kräftig chlorirendes Eisenchlorid giebt und seine frei gewordene Schwefelsäure daraus Chlor austreibt. Die gebildeten Sulfate müssen durch Einmengung von Kohle oder Kalkstein zumeist zerstört werden, weil die schwefelsauren Salze des Eisens und Kupfers bei der Amalgamation durch mechanisches Zerschlagen und Bildung von Quecksilberchlorür grössere Metallverluste herbeiführen.

Bei Kupferspeisen bedarfs eines Zuschlages von Kalk beim Rösten und der Anwendung von Kupfer statt Eisens bei der Amalgamation.

Ein Zusatz von Kochsalz ins Amalgamirfass begünstigt die Auflösung und vollständigere Zersetzung des Chlorsilbers durch Kupfer, sowie man auch wohl einen Zusatz von etwas Kalkmilch zum Ausfällen des letzteren giebt.

Beispiele. Oberschlema. Kupferfreie Speise zu Oberschlema.[3]) Rösten von Kobaltspeise im Flammofen mit Giftfängen, Sieben und Mahlen des Röstgutes, Gaarrösten mit 8 Proc. Kochsalz und 2 Proc. entwässertem gemahlenen Eisenvitriol bei Posten von 200—225 Kil. binnen 6 Stunden, Sieben und nochmaliges Rösten der gepochten Gröbe mit 2 Proc. Kochsalz und ½ Proc. Eisenvitriol.

Stefanshütte. Kupferspeise zur Stefanshütte in Ungarn.[4]) Vorrösten von 350—450 Kil. gepulverter Speise von der Fahlerzverarbeitung mit 27 Cu, 62 Sb, 9 Fe, 1—2 S und 0.2—0.28 Ag während 5 St. bei niedriger Temperatur (das verbrennende Antimon liefert die Temperatur für die nächste Post den Ofenwänden), Herausziehen der Masse, Rättern nach dem Erkalten, Mahlen der Gröbe, Mischen mit dem Siebfeinen und ⅛ roher Speise, Todtrösten von 350 Kil. Masse erst 5 Stunden auf dem oberen Herd des Flammofens unter Zusatz von 5 Kil. Kalkstein, dann auf dem unteren Herd unter wiederholtem Einmengen von Kohle bei während der letzten 1½ St. bis zur hellen Rothgluth steigender Temperatur, Ausziehen der Post nach 10 St., chlorirendes Rösten von 350 Kil. mit 7 Proc. Salz und 3 Kil. Kalkstein während 4 St. auf dem unteren Flammofenherd bei mässiger, in der letzten Stunde etwas verstärkter Rothgluth; Amalgamation von 600 Kil. Mehl, mit 2 Proc. Kochsalz beschickt, heisser Kochsalzlösung, etwas Kalkmilch zur Abstumpfung von Säure und 50 Kil. Kupferkugeln 5 St., dann bei Zusatz von 200 Kil. Quecksilber 15 St. amalgamirt, Pressen des Amalgams unter einer hydraulischen Presse und Ausglühen in gusseisernen Retorten, Verlechen der kupferhaltigen Rückstände. Ausbringen 97.7 Proc. Ag, Quecksilberverlust 0.06 Proc., Kupferverbrauch 0.053 Proc. pro 100 Kil. rohes Mehl.

Verfahren. **109. Schwarzkupferamalgamation.** Beim Glühen von feinzertheiltem Schwarzkupfer mit Kochsalz entstehen unter Bildung von Natron Chlorsilber, Kupferchlorür und Kupferchlorid, welches letztere die Chloration des Silbers befördert (Stefanshütte). Zur Zerlegung der basischen Salze muss zuletzt eine sehr starke Hitze gege-

---

1) Winkler c. l. S. 140. Bgwfr. 9, 495. Plattner's Röstproc., S. 284, 319. 2) Plattner's Röstprocesse, S. 296. 3) Winkler c. l. S. 192, 261. Plattner's Röstprocesse, S. 248. 4) Oest. Ztschr. 1857, S. 145; 1861, No. 12. B. u. h. Ztg. 1862, S. 18; 1866, S. 22; 1868, S. 359.

ben werden (S. 265). Durch einen Zuschlag von Schwefelkies (Cziklova) oder Eisenvitriol (Offenbanya) lässt sich die Wirkung des Kochsalzes beschleunigen, sowie durch Zusatz von Salpeter Blei sich oxydiren (Offenbanya). Zur Erzielung eines möglichst kupferfreien, reinen Amalgams verwendet man zur Zerlegung des Chlorsilbers Kupfer und giebt in das Amalgamationsfass Kalkmilch. Ein Zusatz von Kochsalzlauge ins Fass, sowie die wiederholte Anwendung frischen Quecksilbers nach vorherigem Abzapfen des gebildeten Amalgams trägt zur Erhöhung des Silberausbringens bei (Schmöllnitz).

Die Zerkleinerung des Schwarzkupfers — nach vorherigem Granuliren [1]), Pochen im rothglühenden Zustande oder Zerreiben im breiigen Zustande auf einer Eisenplatte mit hölzernem Hammer[2]) — durch Pochen und Mahlen muss durch einen nicht zu hohen Kupfer- und einen geringen Schwefel- und Antimongehalt begünstigt werden. Bei blei- und goldfreien Schwarzkupfern ist die Amalgamation wohlfeiler und liefert besseres Kupfer als die Verbleiung; im Vergleiche zur Kochsalzlaugerei giebt sie, unter Erzielung gleich armer Rückstände, leichter metallisches Silber, kann aber bei höheren Quecksilberpreisen weniger vortheilhaft werden[3]).

Beispiele.

Stefanshütte.[4]) Granuliren, Pochen und Mahlen der Schwarzkupfer, Rösten mit 10 Proc. Salz auf dem oberen Herd eines Doppelofens, dann 4 St. auf den unteren Herd, zuletzt bei heller Rothgluth, Sieben und Mahlen des Röstgutes, Anquicken von 600—750 Kil. mit 50 Kil. Kupferkugeln, erwärmter Kochsalzlauge, etwas Kalkmilch und demnächstiger Zusatz von 200 Kil. Quecksilber während 18 St., Amalgam filtirt, unter hydraulische Pressen gebracht und in einer gusseisernen Retorte geglüht. Aehnlicher Process zu Schmöllnitz.[5]) Stefanshütte.

Cziklova im Banat.[6]) Rösten mit 12 Proc. Kochsalz und 5 Proc. Schwefelkies; zu Offenbanya[7]) bei Schwarzkupfer mit 10 Proc. Blei mit 12 Proc. Kochsalz, 1 Proc. Eisenvitriol und 3 Proc. Salpeter. Cziklova. Offenbanya.

2. Capitel. Amerikanische Haufenamalgamation. (Patioprocess.)

110. Verfahren. Dieser 1557 von Medina erfundene Process, von dessen Anwendbarkeit bereits (S. 263) die Rede war, eignet sich für Erze, welche gediegen Silber, Silberkerate und Schwefelsilber enthalten und möglichst frei von andern Schwefel-, sowie Arsen- und Antimonmetallen sind, und erfordert z. B. in mexicanischen Amalgamirwerken (Haciendas)[8]) nachstehende Operationen: Anwendbarkeit.

1. Zerkleinern des Erzes in Pochwerken (Morteros) oder Erzmühlen (Tahones oder Arrastras). Erzzerkleinerung.

Die Mühlen bestehen aus einem gepflasterten Raum von etwa 3.5 M. Durchmesser und sind seitlich durch 0.7 M. hohe flache Steine oder hartes Holz begrenzt. Durch eine stehende Welle im Centrum gehen Arme, an welchen mittelst

---

1) Oest. Ztschr. 1857, S. 146. 2) Oest. Ztschr. 1857, S. 149. B. u. h. Ztg. 1864, S. 102. 3) B. u. h. Ztg. 1864, S. 102. 4) B. u. h. Ztg. 1866, S. 9. Bericht über die 2. Versamml. d. Berg- u. Hüttenm. in Wien 1862, S. 82. 5) Winkler c. l. S. 154. Oest. Ztschr. 1856, S. 129. 6) B. u. h. Ztg. 1848, S. 33. Oest. Ztschr. 1853, S. 807. Kerl, Met. 4, 251. Rivot, Traité de Metallurgie 1871, Tom. 1, p. 457. 7) Winkler c. l. S. 161. 8) Tilmann, Bergbau und Amalgamation zu Guanaxuato, Münster 1866. Kerl, Met. 4, 255. B. u. h. Ztg. 1870, S. 212; 1871, S. 239, 427; 1872, S. 15, 89, 185, 329. American Journal of mining 1868, No. 9. Ann. des min. 1871, Bd. 20. Hft. 5.

Ketten etwa 418 Mm. dicke und 1.7 M. lange Steine befestigt sind, welche beim Bewegen der Arme durch Wasserkraft oder Maulthiere mit Wasser eingebrachtes Erz zerkleinern und zwar etwa 500 Kil. in 10—12 St. Durch Einbringen von etwas Silber- oder Kupferamalgam in die Mühle lässt sich in diesem ein Goldgehalt grossentheils (50—60 Proc.) ansammeln.

Röstung. 2. Rösten des Mahlgutes.[1]) Nur Schwefelsilber enthaltende Erze bedürfen keiner Röstung, wohl aber einer theilweisen diejenigen, welche Silber an Antimon und Arsen gebunden und höhere Schwefelungsstufen (Schwefelkies) enthalten. Führt man durch zu starke Röstung das Silber in Oxyd, Sulfat, Antimoniat oder Arseniat über, so amalgamirt sich dasselbe nur sehr unvollständig (rebellische Erze).

Chloration und Verquickung. 3. Chloration und Verquickung. Ausbreiten des Erzschlammes (lama) auf dem gepflasterten, gedielten oder mit Asphalt belegten Amalgamirhofe (patio) zu runden Haufen (torta) von 262—314 Mm. Höhe und bis 16 M. Durchm. (5000—100000 Kil.), Ansteifen durch Verdunstenlassen von Wasser, Beschicken mit verschiedenen Salzmengen je nach dem Silbergehalt und der Salzbeschaffenheit ($2^1/_2$—10 Proc.), Umschaufeln der Torta, Durchtretenlassen (repaso) durch Maulthiere oder Menschen (auch wohl Durchkneten in Arrastras ähnlichen, in der Torta aufgestellten Knetmaschinen[2]), welche statt der Quetschsteine Räder enthalten), nach 1—2 Tagen Zusatz von Magistral[3]) (Kupfervitriol und Kochsalz oder ein mit Kochsalz geröstetes Gemenge von Schwefelkies mit reichen oxydischen Kupfererzen oder chlorirend gerösteter Kupferkies) in verschiedener Menge je nach der Jahreszeit, der Lufttemperatur und der Qualität der Erze; abermaliges Durchtreten, gleichmässige Vertheilung von etwa 6—7 Thln. Quecksilber auf 1 Thl. Silber über die Torta, indem dasselbe durch einen ledernen oder leinenen Beutel in feinem Regen ausgepresst wird, Trituriren (Durcheinanderkneten) der Torta nach etwa 4 Stunden, und zwar dann ein um den andern Tag 6—8 St. lang, bis eine Waschprobe im Sichertrog (jicara) den beendigten Process anzeigt (Farbe und Zustand des Quecksilbers, ob dasselbe bei sanftem Reiben in rollende Kügelchen oder anders gestaltete Formen sich vereinigt, die Menge Amalgam, welche sich daraus ausdrücken lässt, dessen Verhalten selbst u. A.). Zusatz des Quecksilbers seltener auf einmal als zu verschiedenen Malen. Dauer des Processes je nach Art der Erze, der Temperatur und Witterung 5—30, durchschn. 18—20 Tage.

In Huelgoat[4]) hat man die europäische Methode mit der amerikanischen in der Weise combinirt, dass die Chloration mittelst Magistrals, die Verquickung in Fässern geschah.

Theorie. Ueber die chemischen Vorgänge in der Torta sind verschiedene Theorien[5]) aufgestellt. Nach der einen bilden die Bestandtheile des Magistrals — Kochsalz und Kupfervitriol — Kupferchlorid, welches das Schwefelsilber in Chlorsilber verwandelt; dieses giebt dann mit Quecksilber im Ueberschuss Silberamalgam und Quecksilberchlorür, welches meist in den Rückständen verloren geht, da das zur Gewinnung desselben empfohlene Verfahren[6]) zu kostspielig ist. Nach anderen Theorien wird Schwefelsilber vom Quecksilber direct zerlegt, indem zwischen

---

1) B. u. h. Ztg. 1870, S. 212, 332. 2) B. u. h. Ztg. 1870, S. 239; 1872, S. 186. 3) B. u. h. Ztg. 1870, S. 239. 4) Kerl, Met. 4, 243. 5) Kerl, Met. 4, 253. B. u. h. Ztg. 1870, S. 280. 6) B. u. h. Ztg. 1868, S. 339.

Erz, Quecksilber und Lauge eine galvanische Thätigkeit entsteht, oder es soll sich durch Einwirkung von Quecksilber auf Kupferchlorid Quecksilber- und Kupferchlorür bilden, letzteres an der Luft in Oxychlorid übergehen und dieses dann Schwefelsilber in metallisches Silber verwandeln, welches vom Quecksilber aufgenommen wird. Die gründlichste Erörterung dieser Theorie ist neuerdings von Grützner[1]) und Laur[2]) geschehen. Letztere nehmen der Hauptsache nach durch folgende Formeln dargestellte Vorgänge an:

$$4\,NaCl + 4\,\dot{C}u\,\bar{S} = 4\,CuCl + 4\,\dot{N}a\,\bar{S}$$
$$4\,CuCl + 4\,Hg = 2\,Cu_2Cl + 2\,Hg_2Cl.$$
$$2\,Cu_2Cl + 2\,AgS = Cu_2S + 2\,CuCl + 2\,Ag$$
$$Hg_2Cl + Cu_2S = CuCl + CuS + 2\,Hg.$$

Als Unregelmässigkeiten beim Process können hauptsächlich eintreten: ein Erhitzen der Torta bei zu heftiger Einwirkung von Magistral und Salz, in Folge dessen viel Kupferchlorid und viel Quecksilberchlorür entstehen, worauf man Kalk, Cementkupfer oder Zinkamalgam zur Zerlegung des Kupferchlorides zusetzt; ein Kaltwerden bei zu langsamen Reactionen, in Folge dessen die Amalgambildung nicht fortschreitet, zu beseitigen durch öfteres Durchkneten oder Zuschlag von Magistral. Am besten ist eine gleichmässige gelinde Wärme von 17° C. Manche docile Erze mit schwefelsauren Salzen lassen sich ohne Magistral in 12 St. amalgamiren.

4. Verwaschen der Torta. Eintragen des Haufwerks in hölzerne oder gemauerte Waschbottiche (lavadore), Zuleiten von Wasser bis zur Breiconsistenz, Umrühren mit Hand oder durch maschinelle Vorrichtungen, Ablassen der Rückstände durch eine Oeffnung nahe am Boden in ein Gerinne mit treppenartigem Boden, in welchem sich Quecksilber und noch Amalgamtheilchen sammeln, Absetzenlassen der Trübe, Concentriren des Absatzes, (polvillos, unzersetzte Schwefelmetalle zum Theil) auf Kehrherden, Mahlen, Rösten und Amalgamiren der Masse oder Verschmelzen. Tortaverwaschen.

5. Behandlung des Amalgams. Verwaschen des Amalgams in hölzernen Kübeln, Pressen durch Lederbeutel, Pressen des festen Amalgams in dreieckige Formen und Ausglühen der Ziegel bei 0.8 Proc. Quecksilberverlust unter der Glocke (S. 272). Silberausbringen meist nur 50—66 Proc., bei den docilsten Erzen bis 90 Proc.; Quecksilberverlust 3—5 Proc. des zugesetzten Quecksilbers. Amalgambearbeitung.

3. Capitel. Heisse oder Kesselamalgamation. (Cazoprocess.)

111. Verfahren. Dieser besonders für reiche Erze geeignete Process gestattet wegen Anwendung von Hitze in kurzer Zeit ein sehr vollkommenes Silberausbringen sowohl aus Silberkeraten (Mexico), als aus geschwefelten oder rebellischen Erzen (Chile), giebt aber bei letzteren grosse Quecksilberverluste, weshalb sich deren vorherige Röstung empfiehlt. Man hat wohl den Cazoprocess mit dem Patioprocess in der Weise combinirt, dass man für das Erz den letzteren und für die verwaschenen und gerösteten Rückstände den ersteren anwendet. Anwendbarkeit.

Mexico für Silberkerate.[3]) Erwärmen von 450—600 Kil. Erzbrei mit 3 Proc., bei reichen Erzen mit 12—18 Proc. Kochsalz unter stetem Umrühren Beispiele. Mexico.

1) B. u. h. Ztg. 1872, S. 89. 2) B. u. h. Ztg. 1872, S. 120. 3) Kerl, Met. 4, 255. B. u. h. Ztg. 1856, S. 77; 1870, S. 357; 1871, S. 427; 1872, S. 238. American Journ. of Mining 1868, Vol. 5, No. 11. Ann. d. min. 1871, Vol. 20, livr. 5.

mittelst einer an einem Stabe befestigten Holzkugel oder mittelst Rührwerks mit Kupferblöcken unter Hinzufügung von wenig Quecksilber bis auf 80° C. in einem Apparat (cazo), welcher aus einer von unten geheizten 235 Mm. starken Kupferplatte von 2.5—2.8 M. Durchmesser besteht, auf welcher hölzerne oder gemauerte Seitenwände sich befinden; Zusatz von Quecksilber, wenn die Sichertrogprobe (S. 276) die Beendigung des Processes nach 2—5 Stunden anzeigt, zur Ansammlung der Amalgamtheilchen, Verwaschen des Erzbreies und weiteres Verfahren wie beim Patioprocess; Quecksilberverlust gering, ausgebrachtes Silber oft sehr unrein. Theorie: Zerlegung der Silberkerate vom Kupfer unter Bildung von Kupferchlorür, wobei die durch Contact von Kupfer, Quecksilber und Salzlösung hervorgerufene elektrische Thätigkeit förderlich ist, indem sich das Silber mit dem negativen Quecksilber verbindet und an dessen Stelle Kupfer tritt.

Chili. Chili, für geschwefelte Erze.[1]) Erhitzen von Erzen mit 0.02 Ag während 2 St. in kupfernen Gefässen mit Kupfervitriol, Seesalz und Quecksilber, wobei sehr silberarme Rückstände mit 0.0003—0.0004 Ag erfolgen, der Quecksilberverlust aber 200—250 Proc. vom Silbergehalt beträgt. Theorie: $Cu O, SO_3 + Na Cl = Cu Cl + Na O, SO_3$; $Cu Cl + Cu = Cu_2 Cl$; $Ag S + Cu_2 Cl + n Hg = Ag Hg_n + Cu Cl + Cu S$; $2 Cu Cl + Hg = Cu_2 Cl + Hg_2 Cl$. Durch die Reaction des Kupferchlorids wird viel Quecksilberverlust herbeigeführt und der kupferne Kessel rasch zerstört, was bei der directen Anwendung von Kupferchlorür (§. 112) vermieden wird.

4. Capitel. Combinirte amerikanische und europäische Amalgamation.

Verfahren. **112. Verfahren.** Zur Umgehung der Röstung oder wenn Silberkerate vorhanden sind, hat man die Chloration auf nassem Wege durch Kupferchlorid oder besser nach Kröncke's Verfahren[2]) mit Kupferchlorür (Chili) gleichzeitig mit der Amalgamation in rotirenden Fässern vorgenommen. Das Verfahren ist einfacher und geht schneller als die europäische Amalgamation und es bedarf nicht der subtilen, mit Silberverlusten verbundenen Röstung. Im Vergleich mit der amerikanischen Methode ergeben sich die Vorzüge der Schnelligkeit und der Umgehung zweifelhafter Reactionen.

Kröncke's Process. Während bei der Anwendung von Kupferchlorid durch Bildung von Quecksilberchlorür grosse Quecksilberverluste entstehen können, so werden dieselben dadurch vermieden, dass man, bevor die Reagentien mit Quecksilber in Berührung kommen, das Chlorid dadurch in Chlorür verwandelt, dass man 5 Proc. vom Gewichte des Erzes Koch- oder Seesalz in Wasser löst, desgleichen eine Kupfervitriollösung von 20° B. herstellt, beide Lösungen bis zur Sättigung zusammengiesst und die Flüssigkeit in einem Holzgefäss mit Kupfer bei Zuführung von Wasserdampf von 3 Atmosphären auf 100° C. erhitzt, wobei das Kupferchlorid in Chlorür übergeht. Die Reaction ist beendigt, wenn beim Zufügen von 50 Cubikcent. Flüssigkeit zu 1 Lit. Wasser eine weisse Trübung von Kupferchlorür entsteht. Zur Vermeidung einer höhern Oxydation säuert man die Flüssigkeit mit etwas Schwefelsäure an. Von dem Reagens wird nicht nur Schwefelsilber in oben angegebener Weise zerlegt, sondern dasselbe lässt auch die Anwendung von Blende, Kupferkies, Bleiglanz, Antimon

---

1) Rev. univers. 1872. T. 31, p. 489. 2) B. u. h. Ztg. 1871, S. 29; 1872, S. 304; 1873, S. 54, 65.

und Arsen enthaltenden Erzen zu, z. B. von Rothgiltigerz ($3\,Ag\,S$, $SbS_3 + 3\,Cu_2\,Cl = 3\,Ag\,S + Sb\,Cl_3 + 3\,Cu_2\,S$, dann $Ag\,S + Cu_2\,Cl + n\,Hg = Ag\,Hg_n + Cu\,Cl + Cu\,S$.) Bei über 1 Proc. Arsen steigt der Quecksilberverlust bedeutend. Damit das entstandene $Cu\,Cl$ nicht durch Quecksilber zerlegt wird und Verluste daran herbeiführt, fügt man, sowie auch immer bei Silberkeraten ($Ag\,Cl + Cu_2\,Cl + n\,Hg = 2\,Cu\,Cl + Ag\,Hg_n$), Blei oder Zink hinzu, welche sich leichter, als Quecksilber chloriren und nicht, wie Chlorsilber Amalgamtheilchen einhüllen, wodurch noch mechanische Verluste durch zerschlagenes Quecksilber entstehen. Ein Bleizusatz von etwa 25 Proc. des Silbergehaltes bringt den Quecksilberverlust von 150 auf 25 Proc. herab. Wenn das Quecksilber 5—6 mal gebraucht, so verzögern die davon aufgenommenen Unreinigkeiten die Amalgamation und man muss alsdann 20 Grm. Natriumamalgam zu 100 Kil. Quecksilber fügen.

Beispiele. Huelgoat. Chili.

Huelgoat.[1]) Digestion von Keraten und ged. Silber mit Magistral und Anquicken in Fässern.

Chili.[2]) Zerkleinerung der Erze unter Kollermühlen (trapiche) bei Zufluss von Wasser, Ableiten der Trübe in Bassins, Trocknen des abgesetzten Schlammes an der Luft, Einbringen von Chargen von 4 Ton. in Fässer von 1.8 M. Länge und 1.5 M. Durchm., Zusatz von Kochsalzlösung bis zur Consistenz eines dicken Breies, dann von Kupferchlorürlösung, entsprechend dem Silbergehalt und der Qualität der Gangarten (Thon und Eisenoxyd erfordern weniger als Kalk, welcher das Chlorür zersetzt), z. B. bei 0.02 Ag und gemischter Gangart 28—30 Lit.; Rotirenlassen der Tonnen während 20—30 Min., Zusatz von Quecksilber (20—25 mal soviel als Silber vorhanden) und bei Keraten auch Blei (S. 279), 6stündiges Rotiren bei 4—5 Touren pro Min., Reinigen des in gewöhnlicher Weise abgesonderten Amalgams von einem Gehalte an Kupferoxyd (entstanden durch Zersetzung des Chlorürs vom Kalk) und Schwefelkupfer (durch Reaction von Chlorür auf Schwefelsilber erzeugt) auf mechanischem und chemischem Wege, und zwar durch Versetzen des Amalgams mit 10 Proc. Quecksilber in einem Gefäss mit Rührwerk und Zuleiten eines Wasserstroms, bis das Wasser klar abfliesst, dann Behandeln mit kohlensaurem Ammoniak im Rührapparat während 4—5 St., worauf das Amalgam noch mit Wasser gewaschen wird; Destilliren desselben im Glockenapparat und Raffiniren im Flammofen unter Umrühren mit einem Eisenstab, welcher Arseneisen auf der Oberfläche abscheidet; Gehalt der Rückstände 0.0004—0.0006; bei Erzen mit nicht über 0.005 Ag nur 0.00015—0.0002 Ag.

5. Capitel. Mühlen- oder Arrastra-Amalgamation.

Anwendbarkeit.

113. Verfahren. Dasselbe, hauptsächlich nur für Schwefelsilber in Erden und an fremden Schwefelmetallen freie Erze anwendbar und die vortheilhafte Ausziehung eines Goldgehaltes zulassend, besteht in einem Pochen der Erze, Mahlen derselben unter Zusatz von Wasser und Quecksilber, welches Schwefelsilber zerlegt, oder behuf Ansammlung von Gold besser von Silberamalgam in Arrastras (S. 275), Abschöpfen des Schlammes, sobald er sich nicht mehr sandig anfühlt, vom Amalgam, wiederholte Behandlung neuer Erzmengen mit demselben, bis dasselbe höchstens 20 Proc. Gold und Silber aufgenommen hat, Zusammenkratzen und Waschen desselben unter

---

1) Kerl, Met. 4, 243. 2) Muspratt-Kerl, techn. Chem. 2. Aufl. 4, 1642. Rev. univers. 1872, T. 31, p. 489.

Quecksilberzusatz in hölzernen Trögen, Verwaschen der Abgänge auf einem geneigten Herd (planilla), Pressen des Amalgams in einem ledernen Beutel und Ausglühen. Kupferamalgam statt Silberamalgam in die Mühlen gegeben, verringert den Quecksilberverlust.

Beispiele. Mexico.

Guanaxuato in Mexico.[1]) Amalgamiren von 300—350 Kil. Erz mit 45 Lit. Wasser und 3—5 Kil. Silberamalgam, wiederholtes Zufügen von Wasser und täglich von 250 Grm. Quecksilber, 24stündige Mahlzeit, Herausnehmen des Amalgams nach 3—6 Mon. Goldverlust 25—40 Proc.; Quecksilberverlust 1 Thl. auf 1 Thl. ausgebrachtes Silber.

6. Capitel. **Pfannenamalgamation.**

Wesen des Processes.

114. Modificationen. Die Pfannenamalgamation (S. 263) — 1861 von Smith erfunden und nach ihrem Ursprungsorte Washoeprocess[2]) benannt, eine verbesserte Arrastraamalgamation und besonders für Nevada und Californien wichtig, wo Brennmaterial und Arbeitskraft theuer sind, empfehlungswerth wegen Zeit- und Kostenersparung, leichterer Manipulationen und hohen Ausbringens —, besteht in einem innigen Zusammenreiben Schwefelsilber enthaltender Erze mit Quecksilber und zwar ohne oder mit Zusatz von Chemikalien in eisernen Pfannen.

Theorie.

Im ersteren Falle wird bei reineren, hauptsächlich Schwefelsilber mit Erden enthaltenden Erzen dieses durch Eisen unter Einfluss von durch Dampf zugeführter Wärme zerlegt und das Silber ins Quecksilber geführt. Bei Erzen mit fremden Beimengungen (Bleiglanz, Blende, Schwefelkies) bedarfs, um das Silber blosszulegen, einer Röstung[3]) oder einer Anwendung von Reagentien, welche die fremden Mineralien zersetzen und dadurch auch die Zerlegung des Schwefelsilbers ermöglichen. Von der grossen Anzahl empfohlener Reagentien[4]) (Eisen- und Kupfervitriol, Alaun, Schwefelsäure, Cyankalium, Salmiak, Kochsalz u. s. w.) haben sich hauptsächlich nur Kupfervitriol und Kochsalz erhalten, welche Kupferchlorid bilden. Dieses, sowie daraus durch anwesendes Eisen reducirtes Chlorür wirken kräftig chlorirend auf Schwefelsilber und andere Schwefelmetalle ein; auch kann durch Eisen ausgeschiedenes Kupfer noch dadurch vortheilhaft wirken, dass dasselbe Schwefelsilber zerlegt und aus dem Amalgam Blei als Sulfat ausscheidet. Die Hauptwirkung gebührt dem Eisen, welches zum Theil durch galvanische Wirkung im Contact mit Quecksilber unter Anwendung von Wärme Chlorsilber und Quecksilberchlorür zerlegt und dadurch den Quecksilberverlust herabstimmt, auch das Quecksilber zur Zerlegung von Schwefelsilber disponirt. Kleine Mengen anderer Metalle im Quecksilber scheinen dessen Wirkung zu erhöhen, dagegen anwesendes Fett dieselbe zu vermindern, welches sich durch Zusatz von Potasche beseitigen lässt. Natrium[5]) im Quecksilber begünstigt die Wirkung, wenn auch nicht so sehr, wie bei der Goldamalgamation.

Schwefelantimon[6]) gibt leicht Antimon ans Quecksilber und ersteres befähigt das Eisen, sich zu amalgamiren, so dass man ein Product mit bis 25 Proc. Eisen erhält. Durch chlorirendes Rösten und Auslaugen des Röstgutes mit Wasser lässt sich das Antimon entfernen.

Pfannen.

Die Pfannenconstruction erfordert grössere Vollkommenheit, wenn Reagentien nicht in Anwendung kommen, und werden in dieser Hin-

---

1) B. u. h. Ztg. 1862, S. 266. 2) G. Küstel, Nevada and California processes of Silver and Gold extraction, San Francisco 1863. B. u. h. Ztg. 1866, S. 327; 1872, S. 349. Hague, Mineral Industry 1870, S. 202, 264, 272. Raymond, Statistics of Mines and Mining, Washington, 1872, p. 392. 3) B. u. h. Ztg. 1872, S. 349. 4) B. u. h. Ztg. 1866, S. 328; 1871, S. 277; 1872. — Scientific Press, San Francisco 1871, No. 15. 5) B. u. h. Ztg. 1866, S. 396; 1871, S. 313; 1872, S. 55. Crookes and Röhrig's Practical Treatise on Metallurgy adapted from the last german Edition of Prof. Kerl's Metallurgy. London 1868, Vol. 1, p. 347. 6) B. u. h. Ztg. 1869, S. 282, 288. Küstel c. l. S. 105, 136.

sicht von der grossen Anzahl empfohlener Pfannen die von Wheeler[1]), Hepburn und Peterson[2]), von Gaston[3]), Patton und Horn besonders gerühmt wegen grösserer Wirksamkeit als die älteren Pfannen.[4])

Gastons Pfanne (Fig. 151, 152.) Beispiele.

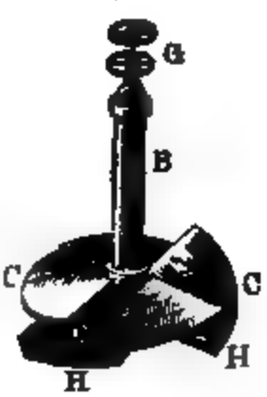
Fig. 151.

A gusseiserne Pfanne *B* rotirender Läufer mit schraubenartig angesetzten Flügeln *C*, welche für kurze Distanz übereinander greifend, den Quickbrei zwischen sich hinabpressen *E* Mantel mit Löchern zum Austritt des Erzbreies. *H* Reibeschuhe in Verbindung mit den Flügeln. *K* Riemenscheibe zum Umtrieb des Räderwerkes *D*. *G* Getriebe zum höheren und tieferen Stellen der Läufer (in der Mahlperiode tiefer, als in der Quickperiode, 2—7 Mm.).

115. Amalgamirverfahren. Modificationen.

Dieses ist abweichend, je nachdem man, der Beschaffenheit der Erze entsprechend, mit oder ohne Reagentien arbeitet, Pfannen oder Rührwerke (Chili) anwendet.

Fig. 152



1. Verfahren in gewöhnlichen Pfannen mit Reagentien.[5]) Dasselbe erfordert nachstehende Operationen: Mahlen von 225—300 Kil. Erz mit Wasser in Pfannen von 1.8—2.5 M. Durchm., Zusatz von 30—40 Kil. Quecksilber und Kochsalz, nach etwa ½stündigem Rotiren auch der übrigen Chemikalien unter Zuleitung von Wasserdampf während des fortgesetzten Rotirens bei 10—15 Touren per Min., Verdünnen des Breies nach 3—4 St., Ablassen der Trübe unter Zuführung von Wasser durchs oberste und zweite Zapfloch, in Waschbottiche (Agitatoren)[6]) mit Rührwerk, Abzapfen des Amalgams durchs niedrigste Loch, Auspressen in Filtern und Glühen des Amalgams in Röhrenöfen (Fig. 272). Zum Transport des Quecksilbers von einem niedrigeren auf ein höheres Niveau wendet Hofmann[7]) Dampfdruck oder ein Vacuum an. Gewöhnliche Pfannen.

Owyhee (Idaho)[8]) Mahlen, Stampfen und Sieben des Erzes durch ein Sieb mit 21 Löchern per Q.-Cm., 6 Stunden Amalgamiren mit Anwendung von Dampf und Chemikalien, Ablassen der Charge in Niederschlagsgefässe, dann in Aufführvorrichtungen, hiernach in Hungerford's Concentratoren und auf Evan's Riffeleisen; endliche Abfälle gehen über Filz. Ausbringen 92 Proc. Ag. Beispiel.

2. Verfahren ohne Reagentien in verbesserten Pfannen (von Wheeler, Hepburn u. s. w.). Das Verfahren weicht hauptsächlich darin ab, dass man Amalgam und Rückstände gleichzeitig ablässt. Verbesserte Pfannen.

1) B. u. h. Ztg. 1866, S. 373, Taf. 7, Fig. 4. u. 5. American Journ. of mining 1868, Vol. 6, No. 2; 1872, Vol. 14, No. 27. 2) B. u. h. Ztg. 1866, S. 376, Taf. 7 Fig. 7—9. 3) Ebend. 1867, S. 257, Taf. 8, Fig. 16 u. 17. Patton's und Horn's Pf. in Engin. and Min. Journ. New-York 1872, Vol. 15, No. 1 u. 2. 4) B. u. h. Ztg. 1866, S. 343, Taf. 7 Fig. 1 u. 2. 5) B. u. h. Ztg. 1866, S. 343 (mit Zeichnungen), 1871, S. 277; 1872. 6) Hague, Mining Industry, Washington 1870, p. 329, Taf. 23 (die Generalansicht einer Mühle ebend.) Separator Taf. 17. 7) Min. Scientific Press Vol. 25, No. 6, 1872. 8) B. u. h. Ztg. 1869, S. 261; 1871, S. 277.

Ohne Röstung. Beispiele.

a) Ohne Röstung.[1]) Mahlen von 375 Kil. Erz mit Wasser unter Dampfzuführung meist in Wheeler's Pfanne zum Brei, Zusatz von 50 Kil. Quecksilber, 3stündige Amalgamation, Abzapfen von Rückständen und Amalgam in einen Agitator, aus welchem das Amalgam nach unten durch einen Heber, die Trübe seitlich abfliesst; Ausglühen desselben im Röhrenofen (Fig. 150) in Posten von 400—475 Kil. in 8—10 St. Silbererze, 12 St. lang nach der Arrastramethode mit Reagentien behandelt, ergaben nur halb so viel Silber, als in Wheeler's Pfanne ohne Chemikalien. Hepburn's Pfanne ist einfacher und hat eine grössere Oberfläche. Gaston's Pfanne macht einen Agitator zur Absonderung des Amalgams von den Rückständen entbehrlich. Mc. Cone's Pfanne eignet sich besonders für massenhafte Verarbeitung armer Erze. Seit einigen Jahren sind auch Pfannen von Fountane und Horn in Anwendung.

Mit Röstung. Beispiele. Flint.

b) Mit Röstung.[2]) Flint (Idaho). Chlorirendes Rösten von Silberfahlerz (mit Myargirit, Rothgiltig, Antimonglanz, Zinkblende, etwas Bleiglanz und Eisenkies) mit 5—6 Proc. Kochsalz in O'Hara's Ofen (S. 267), Auslaugen des Röstgutes zur Entfernung des Antimons, welches die Bildung von eisenreichem Amalgam veranlasst (S. 280), Mahlen von 500 Kil. Erz während 3 Stunden unter Dampfzuführung, dann 3 St. mit 90 Kil. Quecksilber. Ausbringen 88—92 Proc.

Manhattan.

Manhattan.[3]) Rösten von 1200 Kil. Erz in 24 St. mit 6—10 Proc. Kochsalz im Stetefeldt'schen Ofen (S. 268) und Amalgamiren während 8 Stunden.

Rivot's Verfahren.[4]) Rösten der Erze mit überhitztem Wasserdampf zur Abscheidung von metallischem Silber in rotirenden Cylinderöfen (S. 267), Amalgamation in vertikalen Mühlen; Arsen und Antimon enthaltende Erze erfordern einen Zuschlag von gerösteten Kiesen beim Rösten.

Rührer.

3. Verfahren in Rührwerken. Dieses Verfahren giebt nur bei Silberkeraten zufriedenstellende Resultate.

Beispiel. Chili.

Chili. Einbringen von 1500 Kil. Erz in ein hölzernes Gefäss mit Eisenboden und eisernem Rührwerk, Zusatz von 20mal soviel Quecksilber, als im Erz Silber enthalten, Umgehenlassen des Rührwerkes 4mal per Min. während 20 St., Zuleiten von Wasser behuf Wegschwemmens der Rückstände, Ablassen des Amalgams u. s. w. Gehalt der Rückstände 0.0008—0.002 je nach der Reichhaltigkeit der Erze.

---

2. Abschnitt.

Extractionsprocesse.

Wesen der Processe.

116. Allgemeines. Dieselben beruhen entweder darauf, das Silber in eine lösliche Verbindung überzuführen und dasselbe aus dieser metallisch oder geschwefelt zu fällen[5]) (Processe von Augustin, Ziervogel, Claudet und Patera), oder die das Silber (und Gold) begleitenden metallischen Verbindungen in Lösung zu bringen, und den silber- und etwa goldhaltigen Rückstand der Verbleiung zu unterwerfen (Säureextraction).

Vergleichung mit anderen Processen.

Diese Processe zeichnen sich vor den Schmelzarbeiten durch Wohlfeilheit und rascheres und vollständigeres Silberausbringen, sowie Ersparung von 40 Proc. Kosten bei der Kochsalzlaugerei (zu Tajowa)[6]) gegen die Verbleiung

---

1) B. u. h. Ztg. 1866, S. 373; 1867, S. 257. Hague, Mining Industry, 1870, p. 219. (Pfannen von Wheeler, Hepburn und Peterson Taf. 21; von Mc Cone p. 224, Taf. 22; von Fountane und Horn p. 226.) 2) B. u. h. Ztg. 1869, S. 281. 3) B. u. h. Ztg. 1872, S. 96. 4) B. u. h. Ztg. 1871, S. 276. 5) Neumann, die Extraction u. s. w. 1863. B. u. h. Ztg. 1866, S. 280. 6) B. u. h. Ztg. 1871, S. 287.

aus, erfordern aber zum Theil ein Material von bestimmtem Grade der Reinheit und lassen deshalb nur eine beschränktere Anwendung zu. Durch die Amalgamation[1]) lässt sich das Silber, z. B. in Vergleich mit der Augustin'schen Extraction eben so schnell ausbringen und zwar durch Glühen des Amalgams vollständiger, während bei Augustin's Verfahren ein Theil des Silbers mit dem Fällkupfer vermischt ist. In Gegenden, wo Quecksilber billig, dagegen Kochsalz theurer (Colorado, Arizona, Montana u. s. w.), kann die Amalgamation vor der Augustin'schen Extraction pecuniären Gewinn geben; letztere bedarf aber weniger maschineller Vorrichtungen. Die Processe der ersteren Art sind difficiler, als die Säurelaugerei und verlangen wie bemerkt, wenn sie das höchste Silberausbringen geben sollen, die Abwesenheit oder sehr beschränkte Anwesenheit gewisser Substanzen (Blei, Antimon, Arsen, Zink u. s. w.), deren Beseitigung indes durch neuere Verbesserungen immer mehr gelungen ist. Der subtilste Process ist der Ziervogel'sche, während die Säurelaugerei unreinere Materialien zulässt.

Von den empfohlenen Extractionsprocessen haben nur die vorstehenden praktische Bedeutung erlangt. Der bereits früher von Becquerell[2]) betretene galvanische Weg hat noch eine Zukunft; Ammoniak[3]) ist als Lösungsmittel für Chlorsilber nicht bewährt gefunden.

1. Capitel. **Kochsalzlaugerei** (Augustin's Process).

117. Allgemeines. Der Process[4]) besteht darin, die silberhaltige Substanz chlorirend zu rösten, das Chlorsilber mittelst Kochsalzlösung als lösliches Doppelsalz von Chlornatrium-Chlorsilber auszuziehen und aus dieser Lösung das Silber durch Kupfer zu fällen. Wesen des Processes.

Statt concentrirter heisser Kochsalzlösung von 62—70° C. zum Auslaugen wendet man in Ungarn[5]) concentrirte kalte Lösung von 12—19° C. mit nachstehenden Vortheilen an: gleich vollständige Ausziehung des Chlorsilbers, geringere Auflöslichkeit von Antimon und Blei und in Folge dessen reineres Fällsilber, geringere Abnutzung der Holzgefässe, Laugenleitungen und Pumpen, Ersparung der Vorrichtungen und Kosten zum Erhitzen der Lauge. Erst unter 6.2° C. nimmt die Lösungsfähigkeit der Kochsalzlösung ab. Sinkt bei Anwendung heisser Kessellauge die Temperatur im Extractionssaal viel unter 15° C., so scheiden sich basische Salze und Glaubersalz aus und die Silberfällung wird verzögert.

Einen störenden Einfluss können Verunreinigungen der Erze herbeiführen, unter Anderem einen Silberverlust beim chlorirenden Rösten durch Verdampfung (Antimon, Arsen, Blei, Kupfer, Zink), Sinterknotenbildung (Blei), Auflösung von Chlormetallen in der Kochsalzlauge und Ausfallen daraus mit dem Silber (Antimon, Arsen), Ausscheidung von in heisser Lösung aufgelösten Chlormetallen bei deren Abkühlung (Chlorblei), dadurch Verunreinigung des Cementsilbers und Verstopfen der Filter. Aehnlich kann sich in Kochsalzlauge aufgelöstes Kupferchlorür verhalten, welches bei Luftzutritt in basisches unlösliches Chlorkupfer übergeht, sowie Eisenchlorür.

Zur Beseitigung von Antimon und Arsen werden die Erze u. s. w. wohl erst oxydirend geröstet, zuletzt unter Zusatz von Kohle, dann mit Kochsalz; oder mit Kochsalz und Schwefelkies, wo dann die aus gebildeten Sulphaten aus-

---

1) B. u. h. Ztg. 1866, S. 23. Oest. Ztschr. 1857, S. 106. 2) B. u. h. Ztg. 1856, S. 85; 1871, S. 175. Raymond's Statistics, Washington 1870. 3) Kerl, Met. 4, 258. 4) Grützner, die Augustin'sche Silberextraction. Braunschweig 1851. — Markus in B u. h. Ztg. 1855, S. 64. Rivot, Traité de Metallurgie 1871, Tom 1. p. 405. 5) B. u. h. Ztg. 1871, S. 190; 1872, S. 50.

getriebene dampfförmige Schwefelsäure antimon- und arsensaure Salze zerlegt. Ein grösserer Chlorbleigehalt kann vor der Extraction des Chlorsilbers mit Kochsalzlauge durch viel heisses Wasser ausgezogen werden; dieses ist bei kalter Kochsalzlösung nicht erforderlich, wenn der Bleigehalt z. B in Schwarzkupfer 12 Proc. nicht übersteigt.

Die Kochsalzlaugerei wird seltener für Erze, als für kupferreiche Hüttenproducte angewandt, weil erstere gewöhnlich minder rein sind.

Modificationen.

118. Verfahren. Dieses modificirt sich hauptsächlich je nach der Art des Materials (Erze, Leche, Speisen, Schwarzkupfer) und den fremden Beimengungen und kann nachstehende Operationen erfordern:

Chlorirendes Rösten.

1. Chlorirendes Rösten. Dieses gleicht im Wesentlichen demjenigen bei der Amalgamation und geschieht meist in doppelherdigen Röstflammöfen (S. 266).

Rösten von Erzen[1]), je nachdem sie frei von Antimon und Arsen sind oder nicht, direct mit Kochsalz bei Schwefelkieszuschlag oder erst oxydirend, dann chlorirend. — Todtrösten von in ökonomischer Hinsicht zweckmässig auf 60—70 Proc. Cu angereicherten Kupfersteinen[2]), so dass neben Silbersulfat nur wenig Kupfersulfat, sondern meist Oxyde vorhanden sind, hierauf chlorirendes Rösten, wo sich dann weniger, die Silberverflüchtigung begünstigendes verdampfendes Chlorkupfer erzeugt, als wenn man direct mit Kochsalz röstet oder die Vorröstung nicht weit genug treibt. — Rösten von Speisen, wie antimon- und arsenhaltige Erze, bei einem grösseren Kupfergehalt Rösten ohne Kochsalz mit Lechen oder Schwefelkies (Stefanshütte), wo dann die Chlorirung und Auflösung des Silbers durch Kupferchlorid und Kochsalz im Auslaugekasten stattfindet.[3]) — Rösten von feinzertheilten Schwarzkupfern bei Kochsalzzuschlag (S. 274) anfangs bei niedriger Temperatur (Vorrösten), dann kurze Zeit in höherer (Gaarrösten) zur Umwandlung der gebildeten Salze und Chloride des Kupfers und Eisens in basische Salze und Oxyde, wohl unter Zusatz von Kohle, um antimon- und arsensaure Salze zu zerlegen.

Der Grad der Röstung wird wie bei der Amalgamation erkannt (S. 268)

Zur Umgehung der bei der Röstung nicht zu vermeidenden Silberverluste (nach Plattner bei reinen Kupfersteinen bis 6 Proc. incl. des Silbers in den Rückständen), hat man die Chloration auf nassem Wege[4]) versucht mittelst Kupferchlorids, Eisenchlorids oder Salzsäure, wohl mit Anwendung von Wasserdampf.[5])

Fig. 156.

a Holzkreuz. *b* durchlöcherter Losboden. *c* Birkenreisig oder Stroh. *d* Mit Leinwand überspannter Reif, an der Bottichwand mit Werg verstopft und dadurch festgehalten; die Leinwand zur bessern Conservation wohl in Lohebrühe getränkt und getrocknet.

Auslaugen.

2. Auslaugen des Röstgutes bei folgenden Manipulationen: Eintragen des abgekühlten und gesiebten Röstgutes (die Siebgröbe kommt gemahlen wieder zum Rösten) auf das Filter der runden Laugebottiche (Fig. 153), auch wohl viereckiger Kästen, Auslaugen vorhandenen Chlorbleis

1) Röstverhalten ungarischer Erze in Tunner's Leob. Jahrb. 1855, S. 199. 2) Plattner's Röstprocesse 1856, S. 284. B. u. h. Ztg. 1864, S. 196. 3) B. u. h. Ztg. 1856, S. 159. 4) Kerl, Met. 4, 262. 5) Oest. Ztschr. 1856, S. 171; 1857, S. 779; 1860, No. 11. B. u. h. Ztg. 1856, S. 269; 1861, S. 60.

in grösserer Menge durch heisses Wasser, dann des Chlorsilbers bei auf das Röstgut gelegter durchlöcherter Vertheilungsscheibe, indem in der aus dem Reservoir *x* des früheren Freiberger Apparates (Fig. 154, 155) gespeisten Pfanne *f* concentrirte Kochsalzlösung auf

Fig. 154.

62—70° C. erhitzt, ins Gerinne *e* abgezapft und aus diesem in die auf Wagen *d* auf einer Eisenbahn *c* der Laugbühne *b* stehenden Laugen-

Fig. 155.

bottiche *a* tröpfeln gelassen wird, bis in der unten durch Hähne ablaufenden Flüssigkeit blankes Kupferblech nach $^1/_4$stündigem Liegen nicht mehr bläulich beschlägt; zur Vermeidung von Klossbildung beim Zusammentreffen des trockenen Mehles mit Flüssigkeit durch Bildung wasserfreier Salze auch wohl Eintragen des mit Kochsalzlauge angefeuchteten Mehles in die mit Kochsalzlauge halb gefüllten Kästen, dann Vollfüllen derselben mit Lauge, 2—3stündiges Stehenlassen, Ablassen der Lauge, welche so lange sie trübe ist in den Extrac-

tionskasten zurückkommt, dann Regulirung des Ein- und Ausflusses der Lauge so, dass ihr Niveau im Kasten constant bleibt. Methodisches Auslaugen der Rückstände mit heissem Wasser und mehr oder weniger gesättigten, in den Gefässen *s, u, r, t, q* befindlichen Flüssigkeiten, Transport der Fässer auf den Bahnen *c* nach dem Sturzbock *v*, Abstürzen der Rückstände, nachdem eine Probe ihre hinreichende Entarmung ergeben hat, durch die Oeffnung *tz* auf der geneigten Ebene *w* auf eine Tafel, wo sie behuf der Verschmelzung angebatzt werden; Ablassen der silberhaltigen Laugen durch das Gerinne *g* in das Klärbassin *h*, von wo sie sich durch Pipen in die terrassenförmig unter einander gestellten Silberfällgefässe *i* und *l* vertheilen.

Zu Stefanshütte[1]) verwendet man viereckige Laugekästen unten mit einer Lage Reisig, darüber Weidengeflecht, darauf Tuch, auf diesem Erz, dann wieder Weidengeflecht und Reisigschicht zur möglichst gleichmässigen Vertheilung der in einer durchlöcherten Rinne über den Kästen hin geleiteten Lauge.

Patera[2]) hat die Laugung durch Anwendung von Druck beschleunigt. Wie bemerkt, wendet man statt heisser Kochsalzlauge von 62—75° C. jetzt mit grossem Vortheil kalte von 12—19° C. und 22° B. an (S. 283). Ein Goldgehalt wird, wie bei der Amalgamation, nach Grützner[3]) nur zu $^2/_3$ ausgezogen und muss aus den Rückständen nach Plattner's Methode mittelst Chlors extrahirt werden. Als gleichzeitiges Ausziehungsmittel für Gold und Silber ist nach Patera[3]) und Röszner[4]) mit Chlorgas gesättigte Kochsalzlauge wirksamer befunden, als unterschwefligsaurer Kalk, von Kiss[5]) empfohlen. —

Silberfällung.

3. Silberfällung. Durchleiten der Silberlösung durch die mit Kupferstücken oder Granalien auf gleicher Filtrirvorrichtung, wie in den Laugengefässen, versehenen Fällgefässe *i* und *l*, wobei sich in Folge chemischer und galvanischer Wirkung unter Bildung eines löslichen Doppelsalzes von Chlornatrium und Kupferchlorür das Cementsilber in Form einer dichten, filzartigen, aus feinen Krystallen bestehenden Schicht auf dem Kupfer ablagert (seltener Fällen des Silbers durch Erhitzen der Lauge in kupfernen Kesseln bei armen Geschicken, Avanza); Abnehmen des Silbers in gewissen Zeiträumen vom Kupfer in Kuchenform, Verwaschen desselben durch ein Sieb zur Absonderung von Kupfertheilchen, wiederholtes Auswaschen mit salzsäurehaltigem, dann reinem Wasser in dem Raume *y* zur Entfernung der basischen Salze, Auspressen des Wassers und Einschmelzen oder Raffiniren auch wohl Amalgamiren des decantirten silberreichen Schlammes in einem kleinen Fasse unter Hinzufügung von Kupferkugeln und Kochsalzlauge, (Ungarn[6]), oder des ganzen Cementsilberschlieges, (Avanza.[7])

Auf Stefanshütte dienen zum Silberfällen 0.95 M. tiefe Kästen mit Steigröhren, so dass die Lauge die Granalienschicht ganz durchdringen muss, um vom Boden aus in den nächsten Kasten zu gelangen.

Bei zu heisser Kochsalzlauge[8]), über 70° C., scheidet sich das Silber in so fein zertheiltem und dichtem Zustande ab, dass die Filtration erschwert wird, desgleichen bei zu langem Verweilen in den Fällgefässen; auch wird das

---

1) Bericht über die 2 Versamml. der Berg- u. Hüttenm. in Wien 1862, S. 82. B. u. h. Ztg. 1866, S. 82. 2) B. u. h. Ztg. 1851, S. 689; 1852, S. 151; 1853, S. 301. 3) Oest. Ztschr. 1863, No. 25, 40. B. u. h. Ztg. 1863, S. 336. 4) Oest. Ztschr. 1863, No. 24. 5) Neumann. Extraction 1863. B. u. h. Ztg. 1862, S. 319; 1864. S. 102. 6) B. u. h. Ztg. 1871, S. 286. Oest. Ztschr. 1867, S. 11. 7) B. u. h. Ztg. 1866, S. 218. 8) B. u. h. Ztg. 1871, S. 331.

Cementsilber reicher an basischen Salzen von Kupfer und Eisen. Man kann zum Silberfällen statt reiner Kupfergranalien auch solche von Schwarzkupfer anwenden, um gleichzeitig dessen Silber zu gewinnen. Durch einen Potaschenzuschlag beim Silberschmelzen lassen sich die Unreinigkeiten dann entfernen.

Kupferfällung.

4. Kupferfällung. Ausfällen des Kupfers aus der entsilberten Lösung, welche blankes Kupferblech nicht mehr weiss beschlagen darf, durch metallisches Eisen in den Fässern *mno* oder in Fälllutten, Wiederbenutzung des Cementkupfers zum Silberfällen oder bei einem Silbergehalte desselben Auswaschen, Pochen, Trocknen, Mahlen und Zutheilen zum Röstgute (Ungarische Schwarzkupferamalgamation); Einpumpen der silber- und kupferfreien Lauge in das Bassin *p*, wiederholte Benutzung zur Silberextraction, nachdem wohl von Zeit zu Zeit das Eisen durch Stehenlassen an der Luft als basisches Salz und das schwefelsaure Natron auskrystallisirt und etwas Kochsalz zugesetzt worden. Das Eisen scheidet sich jedoch als basisches Salz grossen Theils schon auf den entsilberten Partien ab und kann, wenn es sich besonders bei stark lechigem Schwarzkupfer, namentlich aber Speisen in grösserer Menge bildet, den Laugendurchzug hemmen, weshalb man zuweilen die Schlammschicht basischer Salze abhebt.

Die ungarischen Kupferfälllutten sind 3.2 M. breite, 5.1 lange und 0.5 M. tiefe Kästen, in denen die Lauge in Folge eingesetzter, abwechselnd immer 53 Mm. von den Seitenwänden entfernt bleibender Scheidewände einen Zickzacklauf machen muss. Die durch die Scheidewände gebildeten 316 Mm. breiten Quercanäle sind wieder durch eingesetzte Bretter, die abwechselnd 53 Mm. vom Boden und dem oberen Flüssigkeitsniveau entfernt bleiben, in 0.63 M. lange Zellen getheilt, deren erste Roheisen, die letzteren Schwarzblechschnitzeln enthalten.

Beispiele Erze.

Erzextraction. Ayanza in Venetien.[1]) Rösten von Fahlerzen mit Schwefelkies und Seesalz, Extraction des Chlorsilbers mit erhitzter Kochsalzlauge, Erhitzen derselben in kupfernen Kesseln zur Silberausscheidung, Amalgamiren des Cementsilberschlieges, Fällen des Kupfers durch Eisen in Luttenkästen und Wiederbenutzung der Laugen zur Extraction. — Versuche[2]) in Freiberg, Chambery, Rochlitz, Arany-Idka und Tajowa, Mexico[3]), Stefanshütte[4]) u. a. mit wechselndem Erfolg.

Kupferstein.

Kupfersteinextraction. Frühere Methoden[5]) im Mansfeld'schen und in Freiberg, misslungene Versuche zu Tajowa.

Speise. Ungarn.

Speiseextraction. Stefanshütte in Ungarn.[6]) Rösten von Kupferspeise mit 38 Cu und 46 Proc. Antimon mit 10 Proc. Lechen ohne Kochsalz, Auslaugen in viereckigen Kästen (S. 286) mit warmer concentrirter Kochsalzlauge, Klären der Lauge im Filterkasten, Aufsteigenlassen derselben durch Kupfergranalien (S. 287), Ableiten in den Kupferfällapparat (S. 287), Verlechung der Rückstände, Verschmelzen des antimonhaltigen Cementsilbers mit Potasche und Salpeter in Graphittiegeln (S. 245).

Versuche[7]) zu Tajowa und Schmöllnitz.[8])

Schwarzkupfer. Tajowa.

Schwarzkupferextraction. Tajowa.[9]) Pochen, Mahlen und Sieben der 3—7 Proc. Antimon und 7—12 Proc. Blei enthaltenden Schwarzkupfer, Vorrösten von 225 Kil. Mehl mit 9—10 Proc. Kochsalz auf dem obern Herd bei dunkler Rothgluth unter stetem Krählen während 5—7 St. (je nach dem Silber- und Antimongehalt), Zumengen von etwas Kohlenstaub, Gaarrösten auf dem unterem Herd zuletzt bei steter Rothgluth unter Zusatz silberreicher Mehle während $2^1/_2$—$3^1/_2$ St., Einmengen von jedesmal 4 Proc. Kohlenstaub 3mal in Pausen

---

1) B. u. h. Ztg. 1866, S. 218, 287. 2) Kerl, Met. 4, 263. 3) B. u. h. Ztg. 1870, S. 331; 1872, S 238. 4) B. u. h. Ztg. 1866, S. 134. 5) Kerl, Met. 4, 266, 271. 6) Kerl, Met. 4, 272. B. u. h. Ztg. 1866, S. 32. Oest. Ztschr. 1867, S. 19. 7) Kerl, Met. 4, 272, 274. 8) Oest. Ztschr. 1867, S. 19. 9) Kerl, Met. 4, 274. B. u. h. Ztg. 1871, S. 190, 287.

von ½ St., noch 1½—2stündiges Feuern, Abkühlen im Ofen während ½ St., Sieben bei 100° C., Auslaugen in 2 Systemen à 9 Bottichen mit kalter Kochsalzlösung von 12—19° C. und 22° B. während 30—35 St., wo die Rückstände 0.005—0.01 Proc. Ag enthalten, Leitung der Silberlauge durch 3 Laugelutten in eine Sammellutte, daraus in 6 Fällsysteme à 3 etagenförmig unter einander stehende Bottiche, Waschen des Fällsilbers und Amalgamiren der Schlämme, Fällung des Kupfers in 26 Fälllutten durch Eisen, Auswaschen, Pressen, Trocknen, Mahlen und Zusatz des Fällkupfers beim Rösten. — Schmöllnitz.[1]) Rösten der gepochten und gemahlenen Granalien mit 10—12 Proc. Kochsalz in 10—12 St., Sieben, Extraction mit Lauge von 60—70° C. und 26° B., Fällen des Silbers und Schmelzen in Graphittiegeln (S. 245) oder, wenn viel basische Salze und feine Kupfergranalien beigemengt sind, Abschlämmen derselben, Amalgamiren des Silbers in einem kleinen Quickgefäss bei Zusatz von Kochsalzlauge und Kupferkugeln, Pressen und Destilliren des Amalgams.

Schmöllnitz.

2. Capitel. **Wasserlaugerei** (Ziervogel's Process).

Zweck.

119. Allgemeines. Dieser Process, von allen Silbergewinnungsmethoden die einfachste und billigste, aber wegen Erfordernisses sehr reinen Materials nur selten anwendbar, bezweckt die Umwandlung von in Erzen und Hüttenproducten vorhandenem Schwefelsilber durch oxydirende Röstung in Silbersulfat, Auflösen desselben in heissem angesäuerten Wasser und Ausfällen des Silbers aus der Lösung durch Kupfer.

Anwendbarkeit.

Die Oxydation des Schwefelsilbers findet weniger direct durch den Sauerstoff der Luft, als durch dampfförmige Schwefelsäure statt, welche aus anderen anwesenden Schwefelmetallen in der Rösthitze entsteht. Besonders wirksam ist in dieser Beziehung Schwefelkupfer, weniger Schwefeleisen, weil letzteres zu rasch in Sulfat übergeht und dieses dann die Schwefelsäure zu früh, grossentheils noch vor der Silbersulfatbildung verliert. Es eignet sich deshalb dieser Process besonders für kupferreiche, eisenarme Kupfersteine (Mansfelder Steine mit über 65 Proc. Cu (70—72 Proc.) und etwa nur 11 Proc. Schwefeleisen), weniger für im Wesentlichen aus Schwefeleisen bestehende Silberrohsteine[2]) (Schemnitzer Versuche, welche ein Ausbringen von nur 73 Proc. Ag und Rückstände mit 14 Proc. Ag ergaben.) Jedoch ist ein geringer, nicht über eine gewisse Grenze gehender Schwefeleisengehalt in Kupfersteinen erwünscht, weil derselbe die Kupfervitriolbildung durch Entlassen schwefelsaurer Dämpfe beim Rösten begünstigt und den Process abkürzt.[3]) Werden solche Steine[4]) einer oxydirenden Röstung unterworfen, so bildet sich zunächst Eisensulfat, dieses entlässt bei steigender Temperatur schwefelsaure Dämpfe, welche Schwefelkupfer oxydiren, dann verliert das Kupfersulfat seine Säure, welche Schwefelsilber sulfatisirt, so dass bei fertiger Röstung hauptsächlich Silbersulfat, Kupfer- und Eisenoxyd neben wenig Kupfersulfat gebildet sind. Bei noch weiter fortgesetzter Röstung scheidet Silbersulfat Silber aus. Speisen, Arsen- und Antimonmetalle, geben beim Rösten in Wasser unlösliches arsen- und antimonsaures Silberoxyd, welches durch schwefelsaure Dämpfe aus zugesetzten Sulfaten[5]) (Kupfer- und Eisenvitriol) erzeugt nur schwierig und unvollständig in schwefelsaures Silberoxyd sich umwandeln lässt und in höherer Temperatur bei bedeutendem Metallverlust sich der Extraction entziehendes metallisches Silber ausscheidet. Schwarzkupfer[6]) lässt sich nach diesem Verfahren direct nicht extrahiren, dasselbe muss granulirt, in einem Flammofen calcinirt, das entstandene Kupferoxyd gemahlen, mit Eisenvitriol oder Schwefelkies geröstet werden, um mittelst entstehenden Kupfervitriols Silbersulfat zu bilden (England). Silbererze werden wegen ihrer Unreinheit (Gehalt

Anwendbarkeit.

---

1) Leoben. Jahrb. 1861, Bd. 11. B. u. h. Ztg. 1864, S. 322. Oest. Ztschr. 1867, S. 19. 2) Kerl, Met. 3, 281. Oest. Ztschr. 1864, S. 236. 3) Plattner's Röstprocesse S. 90, 140. 4) Preuss. Ztschr. 11, 113. 5) Plattner's Röstpr. S. 158, 168. B. u. h. Ztg. 1857, S. 416. Oest. Ztschr. 1857, S. 126, 329. 6) B. u. h. Ztg. 1868, S. 19.

an Antimon, Arsen, Blei, Zink) oder Mangels an Schwefelkupfer dem Processe höchst selten unterworfen.

Schwierigkeiten des Processes.

Dieser Process ist weit subtiler, als die Kochsalzlaugerei, so dass letztere zuweilen noch für die bei ersterem erfolgenden Rückstände in Anwendung gebracht wird, z. B. bei Antimon und Arsen enthaltenden Materialien, bei nach obigem Verfahren behandelten Schwarzkupfern, in deren mit Wasser ausgelaugten Rückständen leicht durch Zersetzung von Silbersulfat entstandenes metallisches Silber zurückbleibt.

Die Schwierigkeit des Processes liegt hauptsächlich in der erforderlichen subtilen Röstung und der nothwendigen reinen Beschaffenheit der zu bearbeitenden Producte, damit nicht silberreiche Rückstände entstehen. Diese können erfolgen durch Bildung metallischen Silbers bei zu hoher Rösttemperatur oder bei Anwesenheit von Kupferoxydul[1]) im Röstgute während des Röstens und Laugens, durch Entstehung von Silberarseniaten und Antimoniaten, durch Sinterknotenbildung bei Anwesenheit namentlich von Schwefelblei und Schwefelantimon (2 Proc. Schwefelblei schaden in Kupfersteinen noch nicht merklich); Zink, Arsen und Antimon disponiren das Silber zur Verflüchtigung. Enthalten Kupfersteine eingemengtes metallisches Kupfer, so entzieht sich dessen Silbergehalt der Extraction, weshalb man zum Concentriren solcher Steine weniger zweckmässig Schachtöfen als Flammöfen anwendet (S. 139).

Verfahren für Kupfersteine.

120. Verfahren. A. Für Kupfersteine. Das ausgezeichnetste Material für die Wasserlaugerei bilden die kupferreichen, von Antimon, Arsen, Zink und Blei nahezu freien Mansfelder Kupfersteine[2]) (S. 144) mit 65—68 Proc., selbst 70—72 Proc. Cu und 0.33 Proc. Ag und einem nicht über eine gewisse Grenze gehenden und deshalb förderlichen Schwefeleisengehalt, weshalb dieser Process statt der früher angewandten Amalgamation (S. 274) und der Kochsalzlaugerei seit 1841 mit grossem Vortheil eingeführt ist. Steine mit zu hohem Kupfergehalt, z. B. 80 Proc., rösten länger und halten leicht silberhaltiges metallisches Kupfer eingemengt. Der Process erfordert nachfolgende Operationen:

Mahlen.

1. Mahlen der granulirten Kupfersteine zwischen Granitsteinen von 1.18 M. Durchm., Sieben von 3000—4000 Kil. Mehl in 24 Stunden durch ein Sieb mit 321 Löchern pro Q.-Cm.

Rösten.

2. Rösten.[3]) Dasselbe geschieht in zwei-, drei- und vierherdigen Flammöfen mit directer Feuerung auf dem untersten Herde, während die oberen muffelartigen Herde von der Hitze des unteren erwärmt werden. Die älteren zweiherdigen Oefen (Fig. 139, 140), sowie die ähnlich geformten dreiherdigen[4]) werden zu Anfang mit Steinkohlen und dann erst mit Wellholz behuf Ersparung an letzterem befeuert; mit Steinkohlen allein ist man nicht zum Ziele gelangt, weil sie zur Bildung von Kupferoxydul Veranlassung geben, was in den neueren 4herdigen Oefen mit Gasfeuerung nicht der Fall ist. Bei den zweiherdigen Oefen sind die Herde offen, bei den dreiherdigen wird durch Schlitze im Herde gearbeitet.

---

1) Plattn. Röstpr. S. 120, 140. 2) Kerl, Met. 3, 283. Berggeist 1867, No. 76—78, 80. Oest. Ztschr. 1864, No. 28; 1871, No. 10. Preuss. Ztschr. 17, 135. B. u. h. Ztg. 1869, S. 432. Rivot, Traité de Métallurgie 1871, Tom 1, p. 425. 3) Plattner's Röstpr. S. 20, 140. Steinbeck in Preuss. Ztschr. 11, 95. B. u. h. Ztg. 1863, S. 37. Oest. Ztschr. 1864, S. 218. Berggeist 1867, No. 76 u. f. — Silberverluste in Dingl. 138, 119. 4) B. u. h. Ztg. 1867, S. 79; 1869, S. 445. Taf. 13, Fig. 14—17.

Neuerdings sind auch zweiherdige englische Oefen mit grösseren Breitedimensionen bei geringerer Länge versucht. Oberer Herd 628 Mm. hoch, 1.9 M. lang und 4.1 M. breit, unterer Herd 941 Mm. hoch, 1.9 M. lang und 4.1 M. breit.

Charge für 3herdige Oefen: 262.5 Kil. Spursteinmehl, 2 Kil. Silberkrätze vom Feinschmelzen, 1—5 Kil. ausgelaugte Röstknoten, 35 Kil. eine Sinterung verhütende reiche Laugerückstände mit 0.021 Proc. Ag und darüber, zusammen 314.5 Kil. — Charge für 2herdige englische Oefen: 400 Kil. Röstmehl und 75 Kil. Zuschläge (ausgelaugte Röstknoten und Laugerückstände).

Verfahren. a) Vorröstung. Ausbreiten der Post auf dem obersten Herde, Entzünden von 5—6 Wellen darauf, einstündiges Krählen 1/4 St. nach dem Abbrennen des Holzes, Steigerung der Temperatur nach 1/2 Stunde unter Erglühen des Mehles vom Rande her, Zerkleinerung gebildeter Röstknoten (hauptsächlich aus basisch schwefelsaurem Eisenoxyd bestehend und leichter zu zerkleinern, als aus zusammengefritteten Schwefelmetallen in der letzten Periode gebildete), Wenden und Translociren, Krählen bis nach etwa 1 1/4 St. das Erz bei 4 1/2—4 3/4 St. ganzer Röstdauer auf den zweiten Herd gelangt nachdem gegen das Ende etwas Braunkohlenklein zur Zersetzung von Sulfaten eingemengt worden.

Theorie. Bildung von Sulfaten, namentlich des Eisens, Zinks, weniger des Kupfers, Nickels, Kobaltes und Mangans, nicht des Silbers, von denen sich im Wesentlichen nur Eisen- und Zinkvitriol gegen Ende der Periode zerlegen. Wird eine mittelst eisernen Löffels aus der Herdmitte genommene Probe (Laugprobe) durch Ausbreiten auf einem Mauerstein abgekühlt, die Knoten vom Feinen getrennt, letzteres mittelst eines Spatels kammartig auf einer porzellanen Untertasse ausgebreitet und tropfenweise Wasser hinter den Kamm fallen gelassen, so entsteht eine grünliche Lösung von Eisenvitriol mit nicht färbendem Zinkvitriol, in welcher Kochsalz keine Trübung von Chlorsilber hervorbringt. Entfernung von 30—40 Proc. Schwefel in dieser Periode. Die beim Abrösten von Schwefelmetallen, namentlich Kiesen auftretenden weissen Nebel von wasserfreier Schwefelsäure hält man gewöhnlich für ein Zersetzungsproduct von schwefelsaurem Eisenoxyd und durch Einwirkung von Eisenoxyd auf ein Gemenge von schwefliger Säure und Eisenoxyd entstanden. Dieses scheint indess der Wirklichkeit nicht zu entsprechen, indem die Nebel schon im ersten Moment der Entzündung der Schwefelmetalle auftreten und reiner verbrennender Schwefel solche Nebel auch giebt.

Verfahren. b) Oxydationsperiode. Einstündiges lebhaftes Krählen im rothglühenden zweiten Herde unter Vermeidung von Sinterknotenbildung, Wenden und Krählen während etwa 1 St., bis die Laugprobe eine blaue, an Kupfervitriol reiche Flüssigkeit giebt, welche mit Kochsalz schon eine geringe Silbersulfatbildung durch Entstehung einer Trübung nachweist.

Theorie. Zerlegung von Eisen- und Zinksulfat, Erzeugung von Kupfersulfat bei Rothglühhitze von 300—400° C., indem die aus ersteren entwickelten schwefelsauren Dämpfe hauptsächlich das Schwefelkupfer und auch einen geringen Theil Schwefelsilber sulfatisiren. Durch Einwirkung der Luft und der aus dem zersetzten Eisenvitriol entwickelten schwefelsauren Dämpfe auf die nicht unbedeutende Menge unzersetzten Schwefelkupfers erzeugt sich bei der Vorröstung viel Kupferoxydul, so lange sich noch schweflige Säure entwickelt, welches, auf eine Silberabscheidung hinwirkend (S. 289), in Oxyd übergeführt werden muss, was erst eintritt, sobald der grösste Theil der Schwefelmetalle zersetzt ist. Da eine rauchige Steinkohlenflamme die Bildung von Kupferoxydul befördert, so hat man mit Vortheil Gasfeuerung

versucht. Eisenoxyduloxyd wirkt ähnlich störend wie Kupferoxydul. Die Laugflüssigkeit enthält neben Kupfervitriol auch Zink- und Mangansulfat neben wenig Silbersulfat, der Rückstand neben Eisen- und Kupferoxyd auch basische Salze von Eisen-, Zink- und Kupferoxyd, sowie unzersetztes Schwefelsilber.

Verfahren.

c) Gaar-, Todtröstungs- oder Feuerungsperiode auf dem unteren Herde bei Wellholzfeuer, neuerdings auch bei Gasfeuerung (S. 289), unter reichlichem Luftzutritt durch ein mit Register versehenes Loch unter dem Roste des dreiherdigen Ofens, einstündiges Krählen bei anhaltender, bis zur Hellrothgluth gesteigerter Hitze, Fortsetzung desselben bei niedrigerer Temperatur, Probenehmen nach $^3/_4$—1 St. aus der Mitte des Herdes, etwa 63 Cm. vor der Feuerbrücke, Translociren bei genügendem Fortgange der Röstung nach Ausweis der Laugprobe, Erhöhung der Temperatur, Krählen bis die Probe eine schwach blaue Flüssigkeit und diese bei Kochsalzzusatz einen starken käsigen Niederschlag giebt, wo sich dann bei stattgehabter guter Röstung bis 92 Proc. Silber auslaugen lassen. Bei noch stark blauer Probe und wohl gar durch Kupferoxydul ausgeschiedenen Theilchen von Silber muss noch starke oxydirende Röstung erfolgen. Ein Salpeterzusatz befördert die Röstung, die Dämpfe davon belästigen aber die Arbeiter. Durch Zusatz von Braunkohle gegen das Ende, worauf aber wieder eine kräftige Oxydation stattfinden muss, sucht man die Zersetzung von noch vorhandenem Eisen- und Kupfersulfat zu beschleunigen. Dauer des Gaarröstens etwa 3 St.

Theorie.

Austreiben dampfförmiger Schwefelsäure zur Sulfatisation des rückständigen Schwefelsilbers bei höherer Temperatur (750—770° C.) weniger aus den neutralen, als aus basischen Salzen, namentlich schwefelsaurem Kupferoxyd, wobei aber die Temperatur nicht bis zur völligen Zerlegung von Zink- und Manganvitriol steigen darf, weil sich sonst aus dem Silbersulfat metallisches Silber abscheidet. Vorhandenes Kupferoxydul und Eisenoxyduloxyd müssen vollständig in Oxyde überführt werden.

Leistung der Röstöfen.

Die dreiherdigen Oefen leisten bei gleicher Behandlungsweise mehr als die zweiherdigen und arbeiten trotz höherer Anlagekosten billiger. Leistung eines zweiherdigen Ofens bei 1500 Thlr. Kosten in 24 St. durchschnittlich 1050 Kil., eines dreiherdigen bei 2200 Thlr. Kosten ohne Esse 1575 Kil., also nach wie vor pro Tag 525 Kil.; Röstzeit auf dem oberen Herd des zweiherdigen Ofens $5^3/_4$ St., auf den beiden oberen Herden des dreiherdigen Ofens $7^1/_2$ St., dafür aber weniger Zeit auf dem unteren Herd. Röstkosten pro 100 Kil. Stein resp. 0.84 und 0.76 Thlr. Im neuen zweiherdigen englischen Ofen werden Posten von 475 Kil. in 16—17 St. mit 58 Kil. Steinkohlen und 6 Stück Wellen ohne Krählen, nur mit Umschaufeln abgeröstet.

Röstproducte.

Als Producte erfolgen: Röstgut mit bis 92 Proc. Silber als Vitriol, etwas Kupfervitriol und wenig Eisenvitriol, dagegen viel Eisen- und Kupferoxyd; kommt zur Extraction nach vorherigem Sieben durch ein Sieb mit 2—3 Löchern pro Q.-Cm., Röstknoten (Siebgröbe) davon zum Auslaugen und Rückstände zum Rösten; Herdsohlen zum Auslaugen und Rückstände davon zum Rösten; Flugstaub mit 9 Proc. Selen zum Verschmelzen auf Kupferstein oder in den Handel behuf Nutzung auf Selen. Silberverlust auf mechanischem Wege durch Verflüchtigung von Silber bis 7 Proc.

Laugen. 3. Laugerei.[1]) Eintragen des auf 60—70° C. abgekühlten Mehles (zu heisses Mehl backt mit Wasser zusammen) in 500 Kil. davon fassende, in ähnlicher Weise wie in Fig. 154 aufgestellte 680 Mm. weite und 628 Mm. hohe Bottiche (11 Stück in einer Reihe), welche 78 Mm. über dem Boden mit Filtrirvorrichtung versehen sind (durchlöcherter Losboden, darauf Weidenruthengeflecht, dann Leinwand), Auslaugen mit 0.06—0.09 Cbm. Wasser von 70 bis 80° C., dann mit 60—80° heisser, mit Schwefelsäure (etwa 0.25 Kil. pro Post oder 0.095 Proc.) versetzter kupferhaltiger Lauge von der Silberfällung, und zwar während 2—3 Stunden mit 0.008—0.01 Cbm. pro Min., bis Kochsalz in der Lauge keine Silberreaction mehr giebt, Probenehmen nach dem Ablaufen der Lauge mit einem in die Masse eingestochenen 942 Mm. langen konischen Kupferrohr, Untersuchung der Probe auf Silber und Zurückgabe der Rückstände ins Rösten, wenn mehr als 0.012 Proc. Ag darin, sonst zum Schwarzkupferschmelzen (S. 149).

Die Schwefelsäure in der Lauge verhindert die Bildung basischer Salze, befördert die Lösung des Silbervitriols und erzeugt schwefelsaures Eisenoxyd, welches mit etwa vorhandenem metallischen Silber Eisenvitriol und Silbersulfat giebt.

Fällen. 4. Silberfällung. Einleiten der in zwei zusammen 9.4 M. langen, 0.5 M. breiten und 0.5 M. hohen Kästen geklärten Silberlauge in 10 terassenförmig darunter stehende Bottiche (Fig. 150) von 0.8 M. Durchm., auf deren Filtern sich 7.5—10 Kil. Kupfergranalien und 150 Kil. Kupfer in Barren befinden, während 3—4 St., bis Kochsalz keine Reaction mehr giebt, Abführen der Lauge noch in 5 Hilfssilberfällgefässe der nächsten Etage, während die oberen Fällbottiche von Silber gereinigt werden, Abheben des Silbers alle 24 Stunden mittelst einer hölzernen Schaufel und Abstreichen der Kupferbarren mit der mit ledernem Handschuh versehenen Hand. Als Producte erfolgen:

Producte. a) Cementsilber, hauptsächlich durch metallisches Kupfer und Gyps (vom Kalkgehalt des Wassers, der Flugasche beim Rösten und dem Kalkgehalt des Feinbrennherds herrührend), verunreinigt. Zerreiben des Cementsilbers in abgerundeten, hölzernen Bottichen mit hölzernen Keulen, Eintragen in einen Bottich mit Filter, Auslaugen mit heissem Wasser, dann Füllen des Bottiches mit geklärter Silberlauge von der Steinextraction unter Zusatz von 2.5 Kil. Schwefelsäure von 30—33° B., ruhiges Stehenlassen nach mehrmaligem Umrühren, wobei im Cementsilber noch enthaltende Kupfertheilchen aus der Silberlauge Silber fällen und verschwinden, Abzapfen der Flüssigkeit nach 40—48 St., Zuführung frischer Silberlauge bis Kochsalz eine Silberreaction giebt, Unterbrechen des Zu- und Abflusses, Zusatz von 1.25 Kil. Schwefelsäure, Umrühren, Stehenlassen während 1—1½ St., Zu- und Abfluss der Lauge wie vorhin, bis Kochsalz Silber in der Lösung zeigt, nöthigenfalls noch mehrmalige Wiederholung dieser Procedur; Auswaschen des von Kupfer befreiten Cementsilbers zur Entfernung des Gypses in einem andern Bottich mit

---

1) Kerl, Met. Bd. 4, Taf. 8, Fig. 74. Berggeist 1867, No. 80.

warmem Wasser, bis das Waschwasser nicht mehr sauer reagirt, Pressen des Silbers unter einer hydraulischen Presse zu Kuchen von 130 Mm. Durchm. und 39 Mm. Dicke, Trocknen der Kuchen in einem kleinen Muffelofen, Schmelzen derselben in hessischen Tiegeln und Ausgiessen zu Barren (S. 246).

b) Rückstände, wurden bislang im Schachtofen auf Schwarzkupfer verschmolzen, nachdem die oberste Lage von 26—39 Mm. Dicke als silberreich zum Rösten zurückgegeben worden, und die Schwarzkupfer im kleinen Herde gaargemacht oder im Flammofen raffinirt. Neuerdings werden die Rückstände in einer Tour im Flammofen reducirt und das erfolgende Schwarzkupfer in demselben Ofen raffinirt.

c) Entsilberte Lauge. Nochmaliges Leiten derselben über Kupfer, dann durch ein bleiernes Gerinne in Bleireservoire, Aufpumpen in eine Pfanne und Erhitzen mit Dampf behuf Wiederbenutzung zur Laugung nach Zusatz von 8fach verdünnter englischer Schwefelsäure, welche aus einem Bleigefässe über der Pfanne herabtröpfelt (pro Min. etwa 30 Tropfen); Fällen des Kupfers aus der Lauge alljährlich durch Eisen und Ersetzung derselben durch frische.

Trotz der vervollkommneten Röstapparate ist doch das Silberausbringen unter Entstehung reicherer Rückstände zurückgegangen. Den Grund davon sucht man zum Theil in der wahrscheinlich in Folge der Anwendung von Steinkohlen begünstigten Bildung von Kupferoxydul (S. 289), welche man durch Anwendung von Gasröstofen zu beseitigen hofft. Es sind jedoch schon 0.086 procentige Rückstände von der Wasserlaugerei im Stande, den 0.055 proc. von der Kochsalzlaugerei die Wage zu halten, weil bei ersterer weder Chlornatrium, noch Eisen zum Fällen des Kupfers erforderlich sind, auch das Röstmehl gröber gemahlen sein kann, als bei der ungesunderen Röstarbeit der Augustin'schen Extraction.

Verf. für Erze.

B. Für Erze. Nach Mornier's Methode[1]) werden gold- und silberhaltige Kupfererze mit Glaubersalz geröstet, mit Wasser ausgelaugt, aus der Lauge durch Kupfer Silber und durch Eisen Kupfer gefällt und der goldhaltige Rückstand amalgamirt.

3. Capitel. Säurelaugerei.

Theorie.

121. Allgemeines. Nach diesem Verfahren werden hauptsächlich kupferhaltige Hüttenproducte (Kupfersteine, verblasene Schwarzkupfer), welche sich wegen eines zu grossen Gehaltes an Blei, Antimon, Arsen u. s. w. für die Kochsalz- und Wasserlaugerei nicht eignen, mit Säuren (Schwefel- oder Chlorwasserstoffsäure) behandelt, wobei die darin enthaltenen edlen Metalle im Rückstande bleiben und noch anderweit, meist durch Verbleiung und Entsilberung des Werkbleies, seltener auf nassem Wege (Fahlun, Schmöllnitz) zugutegebracht werden müssen.

Vergleichung mit anderen Processen.

Im Vergleich zur directen Verbleiung solcher Producte gewährt die Säurelaugerei[2]) ein vollständigeres Ausbringen an Silber und Kupfer und erfordert geringere Hüttenkosten, hat aber gegen die Wasser- und Kochsalzlaugerei — wenn

1) B. u. h. Ztg. 1870, S. 449. 2) B. u. h. Ztg. 1864, S. 253.

die Producte dafür überall anwendbar wären — den Nachtheil, dass das Silber nicht gleich in metallischem Zustande erfolgt und als Hauptproduct Kupfersalze, z. B. Kupfervitriol entstehen, welche sich häufig nicht so gut verwerthen lassen, als metallisches Kupfer. Es müssen deshalb, wo dieses der Fall, die Kupfersalze entweder noch auf galvanisch gefälltes oder durch Eisen niedergeschlagenes Cementkupfer verarbeitet oder bei trocknen Kupferhüttenprocessen zugeschlagen, z. B. Kupfervitriol beim Rösten kupferreicher Leche oder für sich weiter verarbeitet werden, z. B. Kupfervitriol durch vorheriges Glühen in Retorten zur theilweisen Wiedergewinnung der Schwefelsäure und Verschmelzen des Rückstandes in Schachtöfen [1]) oder letzteres nach vorheriger Zersetzung durch Kalk.

Laugereisäuren.

Ob Schwefelsäure oder Chlorwasserstoffsäure anzuwenden, hängt hauptsächlich von deren Preis und der Verwendbarkeit der erfolgenden Nebenproducte ab. Erstere giebt verkäuflichen Kupfervitriol, letztere Kupferchlorid, bei dessen Verwendung zur Cementkupferdarstellung wenig nutzbare eisenhaltige Laugen erfolgen.

Gaarkupfer oder Kupferstein.

Ob es bei Anwendung von Schwefelsäure behuf Erzielung eines möglichst eisenfreien Kupfervitriols als Nebenproduct vorzuziehen ist, Kupferstein oder verblasene Schwarzkupfer zu verwenden, hängt hauptsächlich von lokalen Verhältnissen, namentlich Materialpreisen und Arbeitslöhnen ab. Zur Erzielung eisenfreier Producte müssen die Kupfersteine wiederholte Concentrationen im Flammofen erleiden (S. 144), dagegen aber, wenn man Schwarzkupfer mit der Säure behandeln will, die Steine erst schwarzgemacht und das erfolgte Schwarzkupfer verblasen werden.

Während man früher [2]) wegen der leichter zu erzielenden gleichmässigeren Verblasenkupferqualität und bequemeren Arbeit der Schwarzkupferextraction den Vorzug gegeben hat, so ist neuerdings Kuhlemann [3]) bei der Vergleichung der Freiberger Kupferstein- und der Altenauer (Oberharzer) Schwarzkupfer-Schwefelsäurelaugerei zu dem Resultate gekommen, dass der Umfang der Hauptentwicklungsprocesse bei beiden Methoden nur wenig verschieden ist und die grössere Mannigfaltigkeit der Oberharzer Processe auf lokalen Verhältnissen beruht und sich nur wenig vermindern würde, wenn man unter Beibehaltung des jetzigen Gesichtspuncts den Freiberger Process einführen wollte. Die Kosten des Verfahrens zu Freiberg sind geringer, als am Oberharze wegen wohlfeilerer Arbeitslöhne und geringerer Brennmaterialpreise in Freiberg; wollte man aber das Freiberger Verfahren zu Altenau einführen, so würde dasselbe theuerer an diesen kommen, als das jetzige Verfahren. Die Altenauer Operationen führen wegen grösserer Metallverluste (z. B. beim Verblasen des silberhaltigen Schwarzkupfers, Verfrischen des antimon- und arsenreichen Silberschlammes, Abtreiben antimonreicher Werkbleie) zu grösseren Metallverlusten, als die Freiberger. Sobald man durch vollkommene Processe die Metallverluste vermindert, dürften die ökonomischen Resultate zu Altenau denen zu Freiberg mindestens gleich werden.

Verfahren.

122. Kupfersteinextraction. Todtgeröstete eisenarme Kupfersteine oder Kupferoxyd enthaltende Substanzen (Extractionsrückstände) werden in erwärmte Säure (Schwefel- oder Salzsäure) bis zur Sättigung eingetragen (Freiberg, Braubach), seltener damit in rotirenden Fässern behandelt, um das Kupferoxyd aufzulösen, die edlen Metalle aber neben Bleisulfat ungelöst zu lassen. Letztere werden meist verbleit (Freiberg), seltener auf nassem Wege extrahirt (Schmöllnitz).

Ausführung.

1. Schwefelsäurelaugerei. Dieselbe ist unter Anderem in

---

1) Oest. Ztschr. 1857, S. 283, 289. 2) Karsten, Met. 5, 420. B. u. h. Ztg. 1864, S. 255. 3) Preuss. Ztschr. 19, 180. B. u. h. Ztg. 1872, S. 76.

Freiberg für Kupfersteine und versuchsweise in Schmöllnitz für Rückstände von der Entsilberung der Fahlrohkupfer (S. 275) in Anwendung, auch für gold- und kupferhaltige Leche aus Coloradoerzen[1]) in Vorschlag gebracht.

Theorie. Kupfer- und Zinkoxyd lösen sich leicht, Eisen-, Nickel- und Kobaltoxyd lösen sich wenig in der Kälte, wohl aber beim Kochen vollständig in verdünnter Schwefelsäure auf; Kupferoxydul zerfällt in Oxyd und metallisches Kupfer, welches etwa in Lösung gegangenes Silber fällt, aber grossentheils in den Rückständen bleibt; arsen- und antimonsaure Salze werden in der Hitze rasch zerlegt unter Abscheidung von Arsensäure und Antimonsäurehydrat. Im Rückstande bleiben metallisches Silber, Gold und Kupfer, schwefelsaures Bleioxyd und Antimonsäurehydrat, in der sauren Lösung finden sich die Salze des Kupferoxydes, Nickel-, Kobalt-, Zink- und Eisenoxyduls, sowie geringe Mengen Arsen- und Antimonsäure. Bei Anwendung stärkerer Säure vermindert sich der Kupferrückhalt im Silberschlamm, aber es löst sich mehr Silber, was aber ohne Nachtheil ist, wenn man die Lauge vor der Krystallisation durch Kupfergranalien filtrirt (Freiberg).

Beispiele. Freiberg.[2]) Pochen und Sieben (Rätter mit 5 Maschen pro Q.-Cm.) des im Flammofen concentrirten Kupfersteins (S. 146) mit 69—74 Cu, 3—7 Pb, 0.3 bis 0.4 Ag, 0.2 Fe, 0.3 Co und Ni, 0.5—1 Sb und As und 14—19 S, Todtrösten in einem Muffelröstflammofen mit doppeltem Herde[3]) in Posten von 500 Kil. während 16 St. mit 110—120 Proc. Steinkohlen; Sieben, Pochen und Rösten der Siebgröbe; Mahlen des Siebfeinen und Beuteln durch Müllergaze; Anfüllen cylindrischer Hartbleigefässe von 1.22—1.36 M. Durchm. und 1.1 M. Höhe von 1.24 Cbm. Inhalt und 1250—1500 Kil. Gewicht 0.36 M. hoch mit roher Kammersäure von 49—50° B., Versetzen derselben durch $^1/_2$stündiges Einleiten von überhitztem Wasserdampf ins Kochen, allmäliges Eintragen von 150 Kil. Röstgut durch bewegliche Lutteu unter stetem Umrühren mit Holzknüppeln, Füllung des Gefässes mit Mutterlauge nach $1^1/_2$ St. unter Zuführung von Dampf, Klärenlassen der auf 32° B. gebrachten Lösung während 2 Stunden, Abziehen der geklärten Flüssigkeit mittelst Hebers in Klärkästen und nach 1 St. in die Krystallisirkästen; Krystallisirenlassen während 9 Tagen, Abgabe des ersten Viertels der angeschossenen Krystalle in den Handel, Einbringen des Restes in ein halbcylindrisches, nach allen Seiten durchlöchertes Bleigefäss von 0.83 M. Durchmesser, Einhängen desselben neben dem Dampfrohr in ein mit Wasser gefülltes Hartbleigefäss, Filtriren der entstandenen concentrirten Lauge, um Schlammtheilchen zurückzuhalten und etwa aufgelöstes Silber niederzuschlagen, durch granulirtes silberhaltiges Kupfer in Hartbleicylindern von 0.75 M. Höhe mit durchlöchertem, mit Leinewand bedeckten Losboden; Umkrystallisiren während 9 Tagen bei in die Krystallisirgefässe eingehängten Kupferblechen zur Erzielung neutraler Laugen und bei eingehängten Bleistreifen, Abklopfen der Krystalle von letzteren, Abspülen mit kaltem Wasser und Trocknen derselben; wiederholte Benutzung der Mutterlaugen zur Wiederauflösung der Rohkrystalle, dann zweimaliges Versieden und Krystallisirenlassen, Zurückgeben der Krystalle mit 0.035 Proc. Eisen in den Hauptkrystallisationsprocess, Benutzung der eisenreichen Mutterlaugen zur Stöckelbereitung; jährliche Production von 1.050000 Kil. Vitriol aus 400000 Kil. Stein. Zur Erzielung möglichst grosser Krystalle tragen bei: neutrale und nicht zu concentrirte Lösungen, Bedecken der Krystallisirgefässe zur langsamen Abkühlung, grosser Fassungsraum der Gefässe, wiederholtes Einhängen der bereits mit Krystallen versehenen Bleistreifen; bei neutraler Beschaffenheit der Laugen zeigt sich auf dem Bleifutter der Krystallisirgefässe, sowie selbst auf den Kupfervitriolkrystallen ein Anflug von metallischem Kupfer. — Auskochen des Silberschlammes aus den Lösegefässen mit verdünnter Schwefelsäure und Wasserdampf in mit Blei ausgekleideten Spitzkästen von 2.63 M. Höhe, 1.17 M. im Q. oben und 0.29 M. unten, Ablassen der Flüssigkeit nach gehöriger Klärung durch drei seitliche über einander befindliche Ansatzröhren, Ablassen des Silberschlammes am Boden durch einen Kautschukschlauch mit Quetschhahn in ein Bleigerinne mit 12 Löchern im Boden, unter deren jedem ein an allen Seiten durchlöcherter, mit einem Zwillichfilter versehener kleiner Spitzkasten von 0.44 M. Höhe und 0.29 M. Weite oben

---

1) B. u. h. Ztg. 1864, S. 384. 2) Kerl, Met. 3, 308. B. u. h. Ztg. 1865, S. 451; 1872, S. 76 (mit Figur. auf Taf. II). 3) Kerl, Met. 2, 188, Taf. 3, Fig. 56—60.

sich befindet; Abkratzen des Silberschlammes vom Filter (17 Proc. des ursprünglichen Concentrationssteines, z. B. mit 1.94 Ag, 41 Pb und 11—5 Cu), Trocknen desselben auf einem Eisenherd und Zusatz in Quantitäten von $^1/_{40}$—$^1/_{20}$ zur Bleierzgattirung (S. 79). Verlust an Kupfer 0.90, an Silber 0.70 und an Gold 3.10 Proc.

Schmöllnitz. Schmöllnitz.[1]) Extraction gold- und silberhaltiger antimonreicher Fahlrohkupfer-Rückstände erst in einem Apparate mit circulirender Lauge, dann in rotirenden Fässern mit verdünnter Schwefelsäure, Chloration der Rückstände mit Chlorgas, Ausziehen von Chlorgold und Chlorkupfer mit Wasser, von Chlorsilber mit heisser Kochsalzlauge oder gleichzeitige Ausziehung von Gold, Kupfer und Silber mit chlorgesättigter Kochsalzlauge (S. 286).

Anwendbarkeit. 2. Salzsäurelaugerei. Nur bei billiger Salzsäure anwendbar, erfordert dieselbe eine Darstellung von Cementkupfer aus den sonst nicht nutzbaren Kupferlaugen.

Beispiele. Braubach. Braubach. Feinpochen und Mahlen des Concentrationssteines vom Verschmelzen von Blei-, Kupfer- und Silbererzen mit Gold- und Silberkrätzen, Todtrösten des Steins im Flammofen, Eintragen des Mehles in mit verdünnter Salzsäure gefüllte und mit Rührern versehene grosse Steinguttöpfe mit einem Fassungsraum von 10 Ballon Säure, Entleeren des Topfinhaltes in eine mit Wasser versehene Verdünnungsbütte, Abziehen der klaren Lauge in ein Klärbassin, Filtriren durch Kupfergranalien zur Zurückhaltung von Silber und beim Verdünnen gefälltem Antimonsalz, Fällen des Kupfers durch Eisen in einem Gefäss mit Rührvorrichtung (S. 196) und Entlassung der Laugen, welche selten freie Säure enthalten und deshalb mit Kupferoxyd-Ammoniak keinen Niederschlag geben; Zusatz des Silberschlammes bei der Bleiarbeit; früher[2]) Zerlegung des Kupferchlorids statt durch Eisen durch Kalkmilch und Verschmelzen des gepressten Niederschlages auf Schwarzkupfer.

Theorie. **123. Schwarzkupferextraction.** Dieselbe beruht auf der erst neuerdings in der Praxis zur Geltung gebrachten chemischen Thatsache, dass metallisches Kupfer in gehöriger Zertheilung (granulirt) sich bei Luftzutritt und in mässiger Wärme in verdünnter Schwefelsäure löst, letztere edle Metalle dabei aber ungelöst lässt, welche dann verbleit oder auf nassem Wege zugutegemacht werden.

Geschichtliches. Nach dieser Methode scheint im Mansfeld'schen von Augustin schon vor längerer Zeit Kupfervitriol bereitet zu sein; sie wurde jedoch erst bekannt, als man im Mansfeld'schen versuchte, Granalien von nickelhaltigem Kupfer mit verdünnter Schwefelsäure bei Luftzutritt zu behandeln und durch Krystallisation den gebildeten Nickel- und Kupfervitriol zu trennen (S. 153). Von Borchers in Goslar zur Entsilberung gold- und silberhaltiger Kupfer bei zweckentsprechender Construction der Apparate angewandt, wurde das Verfahren 1858 zu Oker am Unterharz eingeführt und fand von dort aus die allgemeinste Verbreitung, namentlich statt der früher für unreinere Schwarzkupfer üblichen Saigerung und den Kupferauflösungsprocess (S. 216), aber auch wohl nur zur Darstellung von Kupfervitriol.[3]) Vor dem früher zuweilen ausgeführten Verfahren der Behandlung von Silberkupferlegirungen mit kochender concentrirter Schwefelsäure in Platin- oder Gusseisengefässen[4]) hat obiges Verfahren den Vorzug der Anwendbarkeit hölzerner Lösegefässe und der vollständigeren Säureausnutzung, indem beim Kochen mit concentrirter Schwefelsäure ein Theil derselben zur Oxydation von Kupfer und Silber unter Entwicklung von schwefliger Säure verwandt wird.

Löslichkeit anderer Metalle. Was die Auflöslichkeit anderer Metalle, ausser Kupfer, in verdünnter Schwefelsäure betrifft, so liegen darüber nachstehende Erfahrungen vor[5]):

---

1) Oest. Ztschr. 1860, S. 331. 2) B. u. h. Ztg. 1866, S. 82. 3) Muspratt-Kerl's techn. Chem. 3, 1185. 4) Ebend. 3, 1182; 4, 1651. 5) Preuss. Ztschr. 19, 209. B. u. h. Ztg. 1868, S. 254.

Gold ist unlöslich; Silber ist in der Wärme, selbst in verdünnter Säure von 28° B. nicht ganz unlöslich, wird aber löslicher in concentrirterer Säure und bei steigender Temperatur, sowie auch in direct aus den Kammern entnommener, Stickstoffverbindungen enthaltender Schwefelsäure; Blei geht in Sulfat über und dieses bildet einen wesentlichen Bestandtheil des Silberschlammes; Eisen und Nickel lösen sich vollständig und gehen beim demnächstigen Krystallisiren theils in den Kupfervitriol, theils in die Mutterlauge; Antimon geht fast sämmtlich als basisch schwefelsaures Antimonoxyd in den Silberschlamm und nur bei einem bedeutenden Antimongehalt kann ein Theil desselben metallisch zurückbleiben; Arsen löst sich nur unbedeutend und bleibt deshalb meist im Silberschlamm. Da Arsen in Lösung durch Eisen, Zink, Blei und Kupfer, wenn auch nur langsam ausgefällt wird, so kann sich ein Arsengehalt der Schwefelsäure im Silberschlamm concentriren. Antimonsaures Silber- und Bleioxyd werden von verdünnter Schwefelsäure in der Kälte langsam, in der Wärme rasch unter Abscheidung von Antimonsäurehydrat zersetzt, desgleichen arsensaures Silberoxyd unter Abscheidung von Arsensäure.

Es wird demgemäss bei mit obigen Substanzen verunreinigtem Kupfer der in verdünnter Säure unlösliche Rückstand enthalten: metallisches Silber und Gold, schwefelsaures Bleioxyd, basisch schwefelsaures Antimonoxyd, metallisches Arsen und Antimon, ungelöst gebliebenes metallisches Kupfer und anhaftender Kupfervitriol. Beim Erwärmen in concentrirter Salzsäure löst sich der Schlamm leicht auf, auch das Silber fast vollständig; beim Verdünnen mit Wasser fällt Chlorsilber, Bleisulfat und Antimonoxyd aus. Beim Kochen mit concentrirter Schwefelsäure löst sich der grösste Theil des Silbers und dieses bleibt beim Verdünnen mit Wasser nebst Kupfer und etwas Antimon in Lösung, während schwefelsaures Bleioxyd und der grösste Theil des Antimonoxydes wieder ausgefällt werden.

Schattenseiten.

Als Schattenseiten des Processes können sich herausstellen:

a) Die Entstehung grösserer Silberverluste durch Verflüchtigung, wenn bei unreinen Granalien antimon- und arsenreicher Silberschlamm mit Glätte verfrischt und das erfolgende Werkblei abgetrieben wird. Durch Anwendung anderer Zugutemachungsmethoden auf trocknem oder nassem Wege (z. B. Behandeln mit concentrirter Schwefelsäure zu Fahlun und versuchsweise auf dem Oberharze, siehe später), würde sich dieser Uebelstand vermindern lassen.

b) Die langsame, die Production beschränkende Auflösung der Granalien bei öfterer Entstehung saurer Laugen, dadurch zu umgehen, wenn man die Granalien bei Luftzutritt glüht und das entstandene Kupferoxyd vom Gold und Silber in verdünnter Schwefelsäure weglöst, wobei man von der Leistungsfähigkeit der Siedepfannen unabhängig wird und mit denselben Apparaten eine fast doppelte Production erzielen kann.

Wie von analytischen Untersuchungen begleitete Versuche dieser Art im Kleinen in Ungarn[1]) gezeigt haben, berechtigt der Process zu günstigen Erfolgen im Grossen. Es ist dabei beobachtet, dass Kupferoxyd sich leicht in der Säure

1) B. u. h. Ztg. 1863, S. 254.

löst, Eisenoxyd derselben aber mehr widersteht, das schwefelsaure Kupferoxyd und gebildetes schwefelsaures Eisenoxyd jedoch auflösend auf Silber wirken, so dass während des Lösens Kupfer in der Flüssigkeit bleiben muss. 100 Schwarzkupfer gaben 123 Kupferoxyd und erforderten 180 Schwefelsäure von 1.84 sp. G. zur Lösung. Auch auf dem Oberharze[1]) sind Versuche dieser Art im Kleinen angestellt, welche Eines noch zweifelhaft lassen, ob nicht durch Glühen des Kupfers eine Silberverflüchtigung eintritt, aber noch nicht abgeschlossen sind. — Man bedient sich dieses Verfahrens auch zur Abscheidung des Kupfers aus güldischem Silber vor Beginn der Scheidung.[2])

Beispiele. Harz.

Unterharz[3]) und Oberharz.[4]) Lockeres Einfüllen von 1000 Kil. verblasenem und granulirtem Kupfer mit 91—97 Proc. Cu und 0.20—0.40 Proc. *Ag* (Granalien von Altenau mit 0.070 Fe, 2.71 Pb, 0.048 Ni, Co und Zn, 0.30 Ag, 95.00 Cu, 1.53 Sb, Spr. As), etwa 1 M. hoch in die hölzernen mit Blei ausgefütterten Lösegefässe *d* (Fig. 156—158 zu Oker von 1.3 M. Höhe, 0.94 M. oberem

Fig. 156.

und 1.1 M. unterem Durchm., zu Altenau von 1.02 M. Durchmesser und 1.17 M. Höhe), mit durchlöchertem Losboden 0.1 M. über dem Hauptboden, zwischen welchen beiden ein Ausflussgerinne sich befindet; 2—3maliges Nachfüllen wöchent-

Fig. 157. Fig. 158.

lich, sobald die Schicht 0.24 M. gesunken ist, und Reinigen der Fässer alle 8—13 Wochen; Zuführung von durch Wasserdampf auf 80° C. erwärmter verdünnter

1) Preuss. Ztschr. 19, 213. 2) Karl, Met. 4, 389, 409. 3) Karl, Met. 3, 314. B. u. h. Ztg. 1859, S. 362. 4) B. u. h. Ztg. 1864, S. 253; 1871, S. 427; 1872, S. 76, 83. Preuss. Ztschr. 19, 206.

Schwefelsäure von 26—32° B. aus dem mit Blei ausgeschlagenen Kasten *c* von 1.57 M. Länge, 1.41 M. Höhe und 1.57 M. Breite durch einen beweglichen, abstellbaren und am Ende mit einer Brause versehenen Bleiheber von halber zu halber Stunde, wo dann die Säure rasch durch die Granalien fliesst, die in der Zwischenzeit durch Luft auf der Oberfläche derselben gebildeten Oxyde löst und den entstandenen Silberschlamm mit fortspült, damit derselbe die Granalien nicht überzieht und den Luftzutritt zu denselben hemmt; Circulirenlassen der trüben Kupfervitriollösung (vorwaltend schwefelsaures Kupferoxyd mit geringen Mengen schwefelsaurem Eisen- und Nickeloxydul und eingemengten Silber- und Bleisulfattheilchen), nachdem sie wohl zuvor ein grösseres Bassin passirt hat, in einem System von offenen, mit Blei ausgekleideten Gerennen *e* (zu Oker bei 2 Lösegefässen 41 M. lang, 0.63 M. breit und 0.47 M. tief, zu Altenau bei 6 Lösegefässen 110 M. lang, 0.73 M. weit und 0.18 M. tief), welche wieder in ein Druckfass oder ein grösseres Bassin münden. Ausschlagen des in dem Gerenne auskrystallisirten und mit Silberschlamm gemengten Kupfervitriols auf geneigte Ebenen (Pritschen) *f*, von welchen die saure Mutterlauge ins Endbassin fliesst und von hier durch Dampfdruck (wobei die Druckfässer leicht zerplatzen) oder besser einen Giffard'schen Injector in die Reservoire *b* und *c* gehoben wird; *i* Dampfkessel, *k* Vorwärmkessel; Auflösen der durch Aufgiessen von Wasser ausgewaschenen Rohkrystalle in einer bedeckten Siedepfanne *h* aus 6 Mm. starkem Bleiblech (zu Oker 3.14 M. lang und breit, und 0.63 M. tief, zu Altenau 3.12 × 3.51 M. weit und 0.61 M. tief), indem man zu Altenau die Pfanne 0.25 M. hoch mit Mutterlauge von der späteren Krystallisation und 0.10 M. hoch mit Wasser füllt, dieses durch eine Steinkohlenfeuerung mit Fairbairnrost auf 94—100° C. bringt und so viel Rohvitriol (etwa 500 Kil.) hinzuthut, bis die mit mehreren Kupfergranalien und etwa 0.75 Kil. pulverigem Kupfer versetzte Lösung (zur Ausscheidung aufgelösten Silbers) 28° B. zeigt; Klärenlassen der Lauge während 11—12 St., Durchleiten der mittelst Hebers abgezogenen Flüssigkeit durch in einen Bleikasten von 9.88 M. Länge und 0.365 M. Breite zwischen zwei vertikalen durchlöcherten Wänden eingeschlossenes Kornblei und Kupfergranalien, um gelöstes Silber auszufällen und Silberschlammtheilchen zurückzuhalten, in die Krystallisirkästen *e* (zu Oker bei 2 Lösegefässen 2 Kästen *m* von 1.26 M. Höhe, 3.77 M. Länge und 1.08 M. Breite, und 8 Kästen *n* von 1.26 M. Höhe, 1.57 M. Länge und 1.88 M. Breite; zu Altenau auf 1 Siedepfanne 11—14 mit Blei ausgekleidete Holzkästen von 3 M. Länge, 1.37 M. Breite und 1 M. Tiefe), Einhängen von 120—150 Bleistreifen in jeden Kasten zum Anhaften der Krystalle, Abklopfen der Krystalle nach beendigter Krystallisation (nach 11—14 Tagen), Ablaufenlassen derselben auf einer Bühne *p*, von wo das abtropfende Wasser in *q* gelangt (auch wohl Waschen in einem Kasten *o* mittelst aus *a* herbeigeführten Wassers und Abtropfenlassen auf *p*), dann Trocknen auf hölzernen Tafeln in Trockenstuben, Abzapfen der Eisen- und Nickelvitriol enthaltenden Mutterlauge in einen Behälter *q*, aus welchem dieselbe entweder durch Giffard'schen Injector oder früher mittelst Dampfdruckes aus einem Druckfasse *l* in die Siedepfanne gehoben und wieder zum Auflösen von Rohvitriol benutzt wird; wiederholtes Waschen und Decantiren des Silberschlammes (schwefelsaures Bleioxyd mit $2^1/_2$ bis 3 Proc. Ag, 0.005—0.01 Proc. Au und 35—40 Proc. Pb Blei zu Altenau oder beispielsweise mit 3.10 Ag, 0.004 Au, 7.15 Cu, 34.46 Pb, 14.33 Sb, 3.15 As und 16.61 SO_3, zu Oker mit $1^1/_2$—$2^1/_2$ Proc. Ag) in einem besonderen Kasten, Zurückgeben der Waschwasser nebst Mutterlaugen in die Siedepfanne, Formen des noch feuchten Schlammes mit Bleiglätte zu Brocken von 0.07—0.10 M. Durchmesser und Verfrischen derselben auf Reichblei (zu Altenau mit 1.5—1.9 Proc. Ag) zum Abtreiben, Frischschlacke mit 17—20 Proc. Pb und 0.004—0.010 Proc. Ag zum Bleisteindurchstechen und silberreicher Stein mit 0.37—0.70 Proc. Ag, 12 Proc. Pb und 36 Proc. Cu (durch den Schwefel der im Schlamm enthaltenen Schwefelsäure gebildet) zum Durchstechen mit Eisen auf Reichblei und Kupferstein. Wegen des Antimon- und Arsengehaltes des Silberschlammes entstehen nicht unbeträchtliche Silberverluste beim Frischen und Treiben, weshalb man versucht hat den Schlamm mit Bleiglanz bei niedriger Temperatur auf Werkblei zu verschmelzen (Kärnthner Process S. 10) oder durch Kochen mit concentrirter Schwefelsäure das Silber aufzulösen und dann durch Kupfer zu fällen, den goldhaltigen Rückstand aber ins Schmelzen zu geben und demnächst das Gold aus dem Werkblei durch Zink auszuziehen. Im Vergleich zur Saigerung[1]) erhält man ein mindestens

1) B. u. h. Ztg. 1864, S. 253. Preuss. Ztschr. 19, 220.

um 8 Proc. höheres Silberausbringen. Zusammensetzung von Altenauer (*a*) und Okerschem Vitriol (*b* grosse, *c* kleine Krystalle):

	a.		b.	c.
Eisen	0.0107	Kupferoxyd . .	30.595	31.881
Antimon . . .	0.0123	Schwefelsäure .	34.335	34.311
Arsen	0.0064	Zink	Spr.	Spr.
Zink	Spr.	Eisen	Spr.	Spr.
Nickel	Spr.	Wasser . . .	35.727	35.868
Silber	0.0006			
Fremdes . . .	0.0300			

100 Thle. Kupfer liefern theoretisch 393.37 Thle. Kupfervitriol, zu Altenau erfolgten 357.29 Thle., und zwar in 24 St. von 320 Kil. Granalien 1144 Kil. und von einem Lösegefäss täglich 167 Kil. Vitriol, bei 431500 Kil. Production in 1869, zu Oker in 1871 an 895941 Kil. Kupfervitriol.

Fahlun. Fahlun.[1]) Auflösen der Granalien in zwei Bleigefässen mit Siebböden, in welche sich abwechselnd Schwefelsäure durch eine Kippvorrichtung ergiesst; Versieden der Lauge auf Vitriol und Zusatz desselben mit Kohle beim Rösten des Kupfersteins; Calciniren des Gold, Silber, Kupfer und Blei enthaltenden Rückstands, Erhitzen anfangs mit verdünnter, dann mit concentrirter Schwefelsäure und Ausfällen des Silbers aus der Lösung durch Kupfer oder Kochsalz; Ausziehen des Goldes aus dem Rückstande mit Königswasser und Fällen desselben mit Eisenvitriol.

Banat. Banat.[2]) Extraction von silberhaltigem Schwarzkupfer mit Schwefelsäure und Verschmelzen der Rückstände mit Glätte und geröstetem Stein.

4. Capitel. Sonstige Silberextractionsmethoden.

Unterschwefligs. Salze als Extractionsmittel. **124. Laugerei mit unterschwefligsauren Salzen.** Als solche sind die Salze des Natrons und Kalkes empfohlen worden. Als Laugungsflüssigkeiten dienen:

Natronsalz. 1. Unterschwefligsaures Natron[3]), von Percy und Hauch vorgeschlagen und von Patera für Joachimsthaler Erze früher angewandt. Durch chlorirende Röstung gebildetes Chlorsilber löst sich weit leichter in kalter und verdünnter Lösung des Salzes (1 Thl. in 2 Thl.), als in Kochsalzlauge (1 Thl. in 68 Thl.), dagegen lässt sich aus der Lösung das Silber nicht metallisch durch Kupfer fällen, weil dieses von dem Natronsalz angegriffen wird, sondern muss durch Einfach-Schwefelnatrium als Schwefelsilber präcipitirt werden. Seit Anwendung kalter Kochsalzlösung zur Chlorsilberextraction (S. 283), wobei sich gleich Cementsilber erhalten lässt, ist das Augustin'sche Verfahren dem Patera'schen gegenüber noch einfacher geworden.

Beispiele. Joachimsthal. Früheres Verfahren zu Joachimsthal.[4]) Rösten reicher Silbererze mit Beimengungen von Kobalt-, Nickel-, Uran- und Wismutherzen mit Wasserdampf, dann mit Kochsalz und Eisenvitriol ebenfalls unter Zuführung von Wasserdampf, Auswaschen des Röstgutes mit heissem Wasser zur Entfernung von Metallverbindungen (Fe, Co, Ni, Zn, Cu, Pb), welche durch Schwefelnatrium ebenfalls geschwefelt werden würden, Extraction des Chlorsilbers mit einer verdünnten kalten Lösung von unterschwefligsaurem Natron, Fällung des Silbers durch Schwefelnatrium, Filtriren des Schwefelsilbers durch Leinwandbeutel, Pressen, Trocknen. Auswaschen von Glaubersalz mit heissem Wasser, Trocknen, Glühen bei Luftzutritt unter der Muffel und Schmelzen des geglühten Productes im Graphittiegel mit Eisen; Verarbeitung der Rückstände auf Nickel und Kobalt.

---

1) B. u. h. Ztg. 1868, S. 104. Kerl, Met. 2, 430. 2) Ann. d. min. 6 Sér. Tom. 16. livr. 6 de 1869. 3) Kerl, Met. 3, 296. Bayr. Kunst- u. Gew. Bl. 1861, p. 569. 4) Kerl, Met. 2. 169; 3, 301. B. u. h. Ztg. 1861, p. 60; 1862, S. 148.

Australien.[1]) Anwendung der Natronlösung im erhitzten Zustande. Australien.

2. Unterschwefligsaurer Kalk ist von Kiss[2]) zur gleichzeitigen Ausziehung von Gold und Silber enthaltenden, chlorirend gerösteten Erzen angewandt, worauf man aus der Lösung Gold und Silber zusammen durch Schwefelcalcium niederschlägt. Kalksalz.

Versuche in Ungarn und Russland ergaben minder günstige Resultate, als das Patera'sche Verfahren. — O. Hoffmann[3]) röstet Silbererze chlorirend, laugt mit heissem Wasser lösliche Chlormetalle aus, extrahirt das Chlorsilber mittelst unterschwefligsauren Kalks, fällt durch Schwefelcalcium Schwefelsilber, welches ausgelaugt, getrocknet, unter Muffeln oder in eisernen Röhren geglüht, dann mit Eisen geschmolzen, der Stein abgezogen und das Silber unter Zusatz von Knochenmehl und Borax getrennt wird.

125. Claudet's Verfahren für silberarme kupferhaltige abgeröstete Schwefelkiese.[4]) Solche behuf der Kupfergewinnung (S. 189, 204) mit Kochsalz geröstete englische Kiese mit 0.0027 Proc. Ag und 0.0001 Proc. Au liefern bei den drei ersten Waschungen mit Wasser chlornatriumhaltige Kupferlaugen, welche 95 Proc. vom Totalsilbergehalt des Erzes und auch Gold enthalten, während die übrigen 5 Proc. Silber in den nachfolgenden Laugen die Gewinnungskosten nicht lohnen. Das Verfahren der Silbergewinnung beruht auf einer Fällung von Jodsilber mittelst Jodkaliums oder billigerer Vareclauge[5]) und Zersetzung des ersteren mittelst Zinks und Salzsäure unter Bildung von Silberschwamm und Zinkjodid, welches dann mit zur Silberfällung dient. Theorie.

Widnes Metal Works bei Liverpool. Klärenlassen von 2700 Gallons (12360 Liter) silberhaltiger Kupferlaugen von den drei ersten Waschungen in einem hölzernen Klärbottich; vorläufige Ermittlung des Silbergehaltes in 1 Gallon (4.543 Lit.) durch Versetzen mit etwas Salzsäure, essigsaurem Bleioxyd und Jodkaliumlösung, Abfiltriren und Trocknen des blei- und silberhaltigen Niederschlages, Schmelzen desselben mit Soda, Borax und Kohlenstaub auf einen Bleikönig und Abtreiben desselben, wo man dann die Menge Silber in 1 Gallon Flüssigkeit erfährt; Zusatz einer dem Silbergehalt entsprechenden Menge von Jodkaliumlösung von bestimmtem Gehalte aus einem graduirten Behälter zu der geklärten übergezogenen Kupferlauge unter stetem Umrühren oder Einleiten von Wasserdampf (die Jodkaliumlösung ist so verdünnt, dass durch den erforderlichen Zusatz das Volumen der zu fällenden Lauge etwa um $^1/_{10}$ vermehrt wird), Hinzufügen einer geringen Menge Kalkwasser, Absetzenlassen während 48 St., Abziehen der auf einen Silberrückhalt geprüften Flüssigkeit, wiederholtes Decantiren des Niederschlages (Jodsilber, Jodblei, schwefelsaures Bleioxyd, welches sich bei der Abkühlung der Lauge niederschlägt, in Wasser unlösliche Kupfer- und Eisensalze), Behandlung desselben mit schwacher Salzsäure zur Ausziehung der Kupfer- und Eisensalze, dann mit Salzsäure und Zink in der Wärme, wobei Jodsilber und Jodblei vollständig, Bleisulfat nur theilweise zerlegt werden unter Bildung von Silberschwamm mit etwa 5 Proc. Ag, 0.06 Proc. Au und 75 Proc. Pb, theils als Sulfat vorhanden (wird an Silberhütten verkauft) und lösliches Zinkjodid, welches nach Ermittlung seines Jodgehaltes immer wieder zum anfänglichen Fällen neuer Silberlösungen benutzt wird, während man die Fällung mit Jodkaliumlösung beendigt. Aus 1000 Kil. gerösteten Kiesen lassen sich 11.6 Grm. Ag und 0.097 Grm. Au mit $19^3/_4$ Sgr. Gewinne extrahiren. Beispiele. Liverpool.

126. Silbergewinnung aus Chlorsilber. Es ist wiederholt vorgeschlagen, das Silber in Erzen durch Behandlung mit Königswasser oder durch Auflösen und Fällen mit Kochsalz in Chlorsilber Zersetzung.

1) B. u. h. Ztg. 1864, S. 346. 2) Kerl, Met. 3, 299. Tunner's Leoben. Jahrb. 1865, Bd. 15, S. 199 (Erzanalysen). 3) Küstel's Roasting of Gold and Silver Ores 1870, p. 105. 4) B. u. h. Ztg. 1871, S. 20, 120, 413; 1872, S. 150. Dingl. 198, 306. 5) Dingl. 206, 30.

zu verwandeln und dieses dann auf trocknem oder nassem Wege zu reduciren.[1])

Beispiele. Joachimsthal. Patera[2]) versuchte, silberreiche Joachimsthaler Erze mit verdünnter Schwefelsäure und Salpeter (Königinwasser) zu zersetzen, die silberhaltige Lösung mit Kochsalz zu fällen, das Chlorsilber mittelst eines galvanischen Apparates zu reduciren und das ausgeschiedene Silber zu schmelzen. — v. Kripp[3]) empfiehlt Brixlegg. die Nickel, Kobalt und Silber enthaltenden Kupfererze von Brixlegg in Schwefel- und Salpetersäure zu lösen, Silber durch Kochsalz, Kupfer durch Schwefelwasserstoff, Arsensäure und Eisenoxyd durch kohlensauren Kalk zu fällen, dann Nickel und Kobalt mittelst kohlensauren Barytes und Chlors zu trennen.

Nagyag. Nagyager Tellurerze werden nach Schrötter[4]) erst mit verdünnter, dann mit concentrirter Salzsäure erwärmt, bis sich kein Schwefelwasserstoff mehr entwickelt, decantirt, die Tellurgold und Tellursilber enthaltenden Rückstände ausgewaschen, mit Königswasser gekocht, das gelöste Gold durch Eisenvitriol gefällt, das Tellur durch Zink, das Chlorsilber im Rückstande durch Zink und Salzsäure zerlegt, das unreine Silberpulver in Schwefelsäure gelöst und durch Kupfer gefällt. Die Chlorsilberreduction kann am einfachsten auf die Weise geschehen, dass man einen Zinkblock, der mit einem Silberdraht verbunden und mit dichter Leinwand oder einer nassen Blase umwickelt ist, damit im Zink enthaltene fremde ausgeschiedene Metalle (Blei, Zinn u. s. w.) nicht ins Silber gelangen, in den mit etwas Schwefelsäure angesäuerten Chlorsilberbrei so einsetzt, dass das eine Ende des Silberdrahtes ins Chlorsilber taucht. An ersterem scheidet sich alles Silber aus. Einen zweckmässigen Apparat für die Zersetzung des Chlorsilbers im Grossen hat Leibius[5]) construirt.

Sonstige Methoden der Chlorsilberreduction finden sich in Muspratt-Kerl's technischer Chemie, 2. Aufl. Bd. 4, S. 1654, und Kerl's Met. 4, 415 zusammengestellt. Ein sehr gebräuchliches Verfahren auf trocknem Wege besteht darin, das Chlorsilber mit 70 Proc. Kreide und 4 Proc. Holzkohle zu schmelzen.

IV. Gold.

127. Golderze. Das Gold[6]) findet sich in der Natur

Golderze. 1. meist gediegen, fast immer aber legirt mit geringeren oder grösseren Mengen des mit ihm isomorphen Silbers (0.1—40 Proc.), ausserdem auch mit geringen Mengen Eisen, Kupfer, Quecksilber, Palladium, Platin, Iridium u. a.

2. seltener vererzt, und zwar vorwaltend durch Tellur, z. B. im Schrifterz[7]) (Au, Ag) Te_2, worin bis zur Hälfte des Goldes durch Silber, dann etwas Blei, Tellur in geringer Menge durch Antimon vertreten ist, mit 24–30 Au, 3—15 Ag, 0.25—20 Pb; im Blättertellur, Pb, Au und Cu mit Te, S und Sb, meist Pb Te mit PbS und Au Te_2, mit 6—9 Au, 50—60.5 Pb. Ausserdem scheinen als Vererzer aufzutreten Antimon, Arsen und Schwefel in manchen goldhaltigen Kiesen.[8])

---

1) Muspratt-Kerl's techn. Chem. 4, 1654. 2) B. u. h. Ztg. 1855, S. 131. 3) Oest Ztschr. 1867, No. 8. 4) Oest. Ztschr. 1872, No. 28. 5) Dingl. 191, 103; 197, 55. 6) Citate über Goldvorkommen und Goldgewinnung in Kerl's Repertor. d. techn. Literatur 1, 561. Golderze: Chevallier, expos. univers. de 1867, à Paris Tom. 5, p. 171 Oester. Ausstellungsbericht: Wien 1868, 9. Liefer. (Bergbau u. Hüttenwesen), S. 31. 7) Californisches Tellurgold in B. u. h. Ztg. 1865, S. 374; 1868, S. 232. 8) Grützner, Augustinsche Silberextraction 1851. S. 164. B. u. h. Ztg. 1859, S. 267. Ermittlung eines geringen Goldgehaltes in Kiesen in B. u. h. Ztg. 1871, S. 264. Prüfung der Goldkiese Dingl. 167, 154.

Nach Aubel[1]) ist das gediegene Gold ein Zersetzungsproduct von goldhaltigen Schwefelkiesen. Nach Würtz[2]) spielen bei der Goldgenesis Eisenoxydsalze eine Hauptrolle, welche das Metall lösen; nach Demselben, sowie nach Ott[3]) findet sich das Gold in kiesigen Erzen stets gediegen, nicht vererzt, indem sich die Thatsache, dass geröstete Kiese bei der Amalgamation eine grössere Goldausbeute geben, als rohe, daraus erklärt, dass nicht etwa Antimon, Arsen und Schwefel dieses Rösten entfernt, sondern durch Oxydation der Kiesparthien die Goldtheilchen für den Angriff durchs Quecksilbers blosgelegt werden. Güttler[4]) vermochte im Reichensteiner Arsenkies gediegen Gold nicht nachzuweisen. — Auch über die Vertheilung des Goldes und seine Neigung, sich in besonderen Mineralien anzusammeln, variiren die Ansichten, indem man bald der Zinkblende (Lautenthaler Blende[5]) mit $^1/_{20000000}$ Au), bald dem Arsenkies (Reichenstein[6]) mit 0.0022—0.0024 Proc. Au), bald dem Kupferkies, für welchen mehrfach Erfahrungen vorliegen, (Rammelsberger[7]) Erze $^1/_{2004603}$ Au, Fahlun[8]) $^1/_{1000000}$, Colorado[9]) solche Rollen zuschreibt. In Freiberg[10]) enthalten mit Silber- und Antimonerzen vorkommende Kiese im daraus ausgebrachten Silber 0.17—0.28 Proc. Au und wenn jene Erze fehlen 0.05—0.06 Proc. Au. Der Goldgehalt der Kiese geht von 0.00003—0.0015 Proc. — Geringe Goldgehalte lassen sich ermitteln durch Verwaschen oder Amalgamiren roher oder gerösteter Erze, die Plattner'sche Löthrohrprobe, die geringsten Mengen nach Braun's und Skey's Verfahren.[11]) Ein geringer Goldgehalt findet sich nach Eckefeld[12]) in vielen Erzen, nach Percy und Smith[13]) in manchen Kunstproducten (Glätte, Mennige, Bleiweiss u. s. w.)

Geologisches Vorkommen.

Nach dem geologischen Vorkommen des Goldes lassen sich unterscheiden

1. Berggold, noch auf seiner ursprünglichen Lagerstätte vorkommend, vorwiegend auf Quarzgängen in Blättchen, Körnern, Krystallen und Trümmern, häufig in Gesellschaft mit Schwefel-, Antimon- und Arsenmetallen (Eisen-, Kupfer-, Arsenkies, Zinkblende, Blei- und Antimonglanz u. s. w.), häufiger gediegen als vererzt; seltener auf Erzlagern (Rammelsberg). Die vermeinte Abnahme des Goldes nach der Tiefe[14]) ist mehrfach angezweifelt[15]). In Victoria führen Gänge in einer Tiefe von 158—188 M. nach Gold.

Beispiele.

Ungarn und Siebenbürgen, Sachsen, Baiern, Salzburg, Nordwales, Kongsberg, Fahlun, Reichenstein, Rammelsberg, Spanien, Amerika.[16])

2. Seifen- oder Waschgold auf secundairen Lagerstätten, im Seifengebirge als Staub, Körner, feine Blättchen und grössere Stücke, meist in Begleitung von Quarzsand, Thon, Glimmer, Grünstein, Chlorit, Serpentin, Titan-, Magnet- und Chromeisenstein, Granat, Spinell, Zirkon, Platin, Diamanten u. a.

Beispiele.

Seltener in Deutschland (Rhein, Edder, Fichtelgebirge, Thüringer Wald u. s. w.), Oesterreich (Ungarn, Siebenbürgen, Banat, Kärnthen u. s. w.), Frankreich und

---

1) B. u. h. Ztg. 1868, S. 392. 2) B. u. h. Ztg. 1869, S. 54. 3) Ebend. 1869, S. 129. 4) Ebend. 1870, S. 372. 5) Kerl, Oberharzer Hüttenprocesse 1860, S. 19. 6) Kerl, Met. 4, 372. B. u. h. Ztg. 1870, S. 372. 7) Kerl, Rammelsberger Hüttenproc. 1863, S. 3; Anhang S. 22. B. u. h. Ztg. 1872, S. 156. 8) B. u. h. Ztg. 1870, S. 227. 9) Ebend. 1864, S. 384. 10) Plattner's Röstproc. S. 128. 11) B. u. h. Ztg. 1871, S. 263. Fresen. Ztschr. 7 Jahrg. S. 340. 12) Wagner's Jahresber. 1861, S. 88. 13) Polyt. Centr. 1853, S. 888; 1854, S. 885. 14) Bericht über die erste allg. Vers. der Berg- und Hüttenmänner in Wien 1859, S. 27, 32, 44. B. u. h. Ztg. 1859, S. 285. 15) B. u. h. Ztg. 1867, 328, 380; 1868, S. 251. 16) Aeltere Literatur in Kerl, Met. 4, 323. Jloba in Ungarn B. u. h. Ztg. 1866, S. 84. Siebenbürgen ebend. 1869, S. 108; Kongsberg ebend. 1869, S. 230; 1870, S. 115. Berggeist 1871, No. 100; Fahlun ebend. 1870, S. 227; Spanien ebend. 1867, S. 125. Ural ebend. 1866, S. 108; Nordwales Oest. Ztschr. 1869, S. 315, 321; Nordbrasilien B. u. h. Ztg. 1868, S. 181. Vereinigte Staaten: Blake, report of the precious metals. Washington 1869 (B. u. h. Ztg. 1869, S. 323); Raymond's Statistik in B. u. h. Ztg. 1872, S. 263. (Montana ebend. 1868, S. 118; Nova Scotia ebend. 1866, S. 55, 84; Virginien ebend. 1866, S. 144; Californien ebend. 1868, S. 318 und Crookes-Röhrig's Metallurgy, adapted from the last german edition of Prof. Kerl's Metallurgy, Vol. I. p. 611.

Irland, als in Russland (Ural, Sibirien), Amerika, Australien, Afrika, Fluss Tanna in Lappland.[1])

Goldgehalt[2]) des ärmsten noch waschfähigen Rheinsands 0.000.000.12. durchschnittlich 0.000.000.32; in Sibirien bei 0.000.001 nicht mehr waschfähig; Ausbringen aus sibirischem Sand im J. 1868 an 0.000.195 Proc. Au.

Murray[3]) hat die Frage erörtert, ob das Seifengold nur aus Trümmern älterer zerstörter goldführender Lagerstätten bestehe oder durch Niederschlag aus in den fliessenden Gewässern fortgeführten Goldlösungen entstanden sei.

Auswahl der Methoden.

128. Goldgewinnungsmethoden.[4]) Je nach der Beschaffenheit der Erze, (gediegenes oder vererztes Gold, arm oder reich, erdige oder geschwefelte Beimengungen u. s. w.), Materialpreisen, überhaupt nach Lokalverhältnissen kommen theils rein mechanische Operationen (Waschprocesse), theils rein chemische Processe (Röst- und Schmelzprocesse, Auflösung und Fällung, Amalgamation), theils Combinationen beider (z. B. Waschen und Amalgamiren) vor.

Mittelst des billigen Waschprozesses lassen sich oft noch Erze verarbeiten, welche beim Schmelzen und Amalgamiren keinen Nutzen mehr abwerfen. Von besonderem Einflusse auf die Rentabilität kann ein Silbergehalt im Erze sein, welcher bei geringem Goldgehalt die Schmelz- oder Amalgamationskosten möglicher Weise deckt Nach v. Cotta enthalten 1000 Ctr. (50000 Kil.) Erz Gold für 316 Thlr. in Salzburg und Tyrol, für 533—22666 Thlr. am Monte Rosa, für 20000 Thlr. am Ural (Gold) und für 200000—260000 Thlr. in Californien. An manchen Puncten in Californien gewinnt man mit Vortheil noch Gold aus goldführenden Quarzgängen, welche nur für 7 Doll. pro Tonne (1015 Kil.) enthalten.

Das erfolgende Gold ist häufig so silberhaltig, dass noch eine Trennung der Legirung (Goldscheidung) meist auf nassem Wege vorgenommen werden muss.[5])

Production.

Goldproduction. In 1500—1848 (vor Endeckung des Goldes in Californien und Australien) 4.450.000 Kil. à 920 Thlr., von 1849—1866 an 2.810.000 Kil., im Jahre 1800 an 24000, 1846 an 45000 und 1853—1862 durchschn. jährlich 187500 Kil. In der Periode von 1849—1866 kommen vom Gesammtwerth der Edelmetallproduction 70 Proc. auf Gold und 30 Proc. auf Silber, auf Amerika allein in den letzten Decennien an 60 Proc. Letzteres, namentlich dessen Westen, ist für fernere Jahrzehnte dazu bestimmt, dem Welthandel den grössten Theil der Edelmetalle zu liefern.[6])

1. Capitel. Zugutemachung goldhaltiger Erze.

Vor- und Nachtheile.

129. Waschprozesse.[7]) Obgleich einfach und billig in der Ausführung für Erze, welche gediegenes, nicht vererztes Gold in mehr

---

1) Aeltere Literat. in Kerl's Met. 4, 324. Südaustralien B. u. h. Ztg. 1862, S. 275; 1864, S. 345. Siebenbürgen in B. u. h. Ztg. 1869, S. 108; Kärnthen ebend. 1871, S. 11 Ural ebend. 1866, S. 108; 1868, S. 392; Sibirien ebend. 1872, S. 295; Borneo ebend. 1865, S. 3; Nordbrasilien ebend. 1868, S. 202. Vereinigte Staaten s. oben; Montana in B. u. h. Ztg. 1868, S. 188; Australien in Odernheim, Festland Australien S. 82. Crookes-Röhrig c. l. p. 615. Lappland Oest. Ztschr. 1872 No. 35. 2) Kerl, Met. 4, 349. 3) B. u. h. Ztg. 1872, S. 264. 4) Kerl, Repertor. d. tech. Lit. 1, 561. 5) Werth des Goldes im Vergleich zu Silber in B. u. h. Ztg. 1871, S. 19. — Reduction des Procentgehaltes an Gold im Erz auf den Werth einer Tonne in Dollars in B. u. h. Ztg. 1867, S. 86. Kerl, Met. 4, 348. 1 Kil. Gold ist etwa 900—920 Thlr. werth. — Werth verschiedener Golderze Kerl, Met. 4, 350. 6) Oester. Ausstellungsbericht von der Pariser Ausstellung 1867. Wien 1869 (9 Lief. Berghau- und Hüttenwesen S. 31). 7) Zerrenner, Anleit. zum Gold-, Platin- und Diamantwaschen 1851.

oder weniger derben Partien oder deutlichen Körnern enthalten (Goldsand, zerkleinerte erdige Goldbergerze), veranlasst das Waschen Verluste bis zu 50 Proc. und mehr, welche unter gleichen Umständen zunehmen mit dem Reicherwerden der Geschicke, mit der Ungleichmässigkeit der Korngrösse, der Unvollkommenheit der Waschapparate, bei zartblätteriger statt körniger Beschaffenheit des Goldes und bei festen Beimengungen. Am günstigsten sind feinkörnige, thonige und kalkige Gesteine. Das ausgewaschene Gold (Goldstaub), durch specifisch schwere Beimengungen verunreinigt, erfordert noch eine Schmelzung mit Solvirungsmitteln (Pottasche, Borax, Salpeter) oder eine Ansammlung der kleineren Körner mittelst Quecksilbers.

Kiesige Erze, selten angewandt, bedürfen einer vorherigen Verwitterung (Marmato[1]) oder besser Röstung; im rohen Zustande gehen $^2/_3$—$^3/_4$ des Goldgehaltes verloren.

Das Verwaschen geschieht entweder mit der Hand in Kürbisschalen[2]), in hölzernen Schüsseln[3]) (batea Fig. 159) oder Trögen (Brasilien, Borneo); auf Fellen[4]); in langen Gräben[5]) mit Krümmungen unter Zuführung eines rasch fliessenden Wasserstromes und Reinigen des in den Krümmungen angereicherten Sandes in der batea (Brasilien, Borneo, Lappland); durch hydraulischen Abbau (Vereinigte Staaten[6]), Fahlun[7]), indem man einen starken Wasserstrahl gegen die metallführenden Sandbänke u. s. w. leitet; durch robere maschinelle Vorrichtungen, wie in Californien und Australien, auch in Lappland durch die Wiege[8]) (Fig. 160) — ein auf Rollhölzern zu schaukelnder Kasten mit Sieb am oberen Ende zur Aufnahme des Sandes und Waschwassers, der Boden mit Querleisten versehen — und den Longtom[9]); auf Herden mit Querrinnen (Sardinien[9]) oder Ueberzügen von Tuch und Flanell; auf vollkommneren Aufbereitungsmaschinen, z. B. in Russland[10]), und zwar für Handarbeit Reibgatter und Herde mit Querleisten, für Maschinenbetrieb Waschtrommeln und Waschherde mit aufgelegtem amerikanischen Rahmen; in Nordbrasilien[11]) Pochen der Erze, Separation der Trübe in Trichterapparaten und Concentriren auf Stossherden. Von Seymoor[12]) ist die Windseparation versucht.

Beispiele.

Fig. 159.

Fig. 160.

Sonstige Beispiele in Kerl's Met. 4, 352 und in Muspratt-Kerl's techn. Chem. 2. Aufl. 2, 1458.

1) Kerl, Met. 4, 361. 2) Russegg. Reisen 3, 313, 727, 747. 3) B. u. h. Ztg. 1865, S. 285; 1868, S. 202. 4) B. u. h. Ztg. 1859, S. 258. 5) Ebend. 1865, S. 317; 1868, S. 202. 6) B. u. h. Ztg. 1860, S. 120; 1866, S. 222; 1868, S. 118, 129. 7) B. u. h. Ztg. 1870, S. 227. 8) B. u. h. Ztg. 1862, S. 276. 9) Ebend. 1863, S. 342. 10) Tunner, Russlands Montanindustrie 1871, S. 68 (mit Zeichn.). B. u. h. Ztg. 1871, S. 361. Dingl. 184, 381. Rittinger's Aufbereitungskunde S. 511. 11) B. u. h. Ztg. 1863, S. 202. 12) Ebend. 1855, S. 381.

Goldstaubschmelzen.

Das Schmelzen des Waschgoldes geschieht, nach dem Ausziehen von Magneteisen mittelst eines Magnetes, in Graphittiegeln mit etwas Borax oder bei viel Quarz mit Soda; Abschlacken, Ausgiessen des ruhig fliessenden Metalles in einen eisernen Einguss, Aufgeben von etwas Oel und nach dem Erstarren von Kohlenstaub, damit die Oberfläche bei schön gelber Farbe glatt wird; Behandeln rothgefärbter Barren mit verdünnter heisser Schwefelsäure.

Vortheile.

130. Amalgamation. Es gewährt dieses Verfahren bei verhältnissmässig geringen Quecksilberverlusten in kürzerer Zeit ein vortheilhafteres Ausbringen, wenn das erdige oder kiesige Erz möglichst frei von gewissen schädlichen Beimengungen (Blei, Wismuth, Antimon u. s. w.) und das Gold in nicht zu groben Partien vorhanden ist. Es lässt sich aus armen Erzen wohl 8mal so viel Gold durch Quecksilber mit 0.1 Proc. Verlust an letzterem ausziehen, als durch Waschen allein. Wegen dieses Verlustes kann sich aber bei armen Erzen ein theilweises Verwaschen empfehlen.

Wirkung des Quecksilbers.

Die Wirkung des Quecksilbers ist eine zweifache; einmal verbindet sich dasselbe chemisch mit dem Golde, und zwar um so mehr, je reiner letzteres ist, oder wenn man ein freies Gold führendes Erz in feinzertheiltem Zustande auf die Oberfläche von Quecksilber bringt, so sinken beim Umrühren die freien Goldtheilchen im Quecksilber herab, adhäriren nur an demselben und trennen sich so von den auf der Oberfläche zurückbleibenden Erz- und Bergtheilchen (Mühlgoldgewinnung). Das im Quecksilber aufgelöste, chemisch gebundene Gold entzieht sich nach Rittinger der Filtration, während die im Quecksilber herabgesunkenen Freigoldtheilchen sich daraus durch Filtration leicht trennen lassen. Bei der Ungarischen Mühlgoldgewinnung lösen sich z. B. bei Freigold mit 65—85 Proc. Gold nur 0.05—0.08 Proc. Gold im Quecksilber auf. Das beim Filtriren erhaltene Amalgam giebt beim Zusammendrücken oder Pressen in der als Filter dienenden Leinewand u. s. w. noch einen Theil goldhaltigen Quecksilbers ab, welches im mit Gold gesättigten Zustande wiederholt zur Gewinnung von Freigold zu benutzen ist, weil dann kein Freigold auf Unkosten der Sättigung des Quecksilbers aufgelöst wird. Durch Glühen des festen Amalgams und durch Destillation des mit Gold gesättigten Quecksilbers lässt sich der Goldgehalt gewinnen.

Quecksilbermenge.

Die Menge des anzuwendenden Quecksilbers richtet sich nach der Construction des Apparates und der Erzbeschaffenheit, indem z. B. sehr leichte Erze mehr davon erfordern, als schwerere, reiche das Quecksilber rascher sättigen, als arme. Während sich für reiche Erze in kleineren Partien ein Anreiben derselben mit einer kleineren Partie Quecksilber im Mörser empfiehlt, so ist dieses Verfahren bei grösseren Mengen zu umständlich und wird zu viel Quecksilber zu feinem Staub zerschlagen. Man wendet dann besser Mühlen, amalgamirte Kupferplatten u. s. w. an. Es dürfen auch Metall und Erz nicht über eine gewisse Zeit zusammen bleiben, weil sonst grössere Verluste eintreten.

Die Entstehung eines dunkelgrauen, vom Wasser leicht fortgerissenen Schaumes deutet z. B. bei der Mühlenamalgamation darauf, dass das Quecksilber schon zu viel Gold aufgenommen hat. Auch wirkt die Menge und Geschwindigkeit des zugeführten Wassers auf die Consistenz des Erzbreies und die Metallverluste. Wirksamer als bei der Silbererzamalgamation (S. 279) ist nach Würtz und Crookes ein Zusatz von Natriumamalgam[1]) bei der Golderzamalga-

1) B. u. h. Ztg. 1865, S. 424; 1866, S. 396; 1867, S. 208; 1871, S. 313; 1872, S. 56. Dingl. 183, 34, 319.

mation, indem dasselbe die Bildung von zerschlagenem Quecksilber (S. 271) dadurch verhütet, dass es demselben seinen Sauerstoff- und Schwefelgehalt entzieht. Besonders ein Schwefelgehalt[1]) beeinträchtigt die Amalgamirbarkeit des Goldes. Nach Würtz werden auch die Atome des Quecksilbers durch das Natrium in einen polaren Zustand versetzt, wodurch sich die Verwandtschaft desselben zu den electronegativen Metallen steigert. Durch die neuerdings in den Vereinigten Staaten fast allgemein gewordene Anwendung von amalgamirten Kupferplatten[2]) hinter dem Zerkleinerungsapparat — meist Stampfmühlen, in welche gleichzeitig mit dem Erze Quecksilber gebracht wird, Pochwerksamalgamation[3]) — ist die Goldgewinnung ungemein vereinfacht und wohlfeiler geworden bei verminderten Verlusten an Quecksilber und Gold, jedoch müssen die Platten sehr sauber gehalten werden und mit reinem, von Kupfer, Blei, Zink und Zinn freiem Quecksilber überzogen sein.

Erdige Erze.

Erdige kiesfreie Erze, welche gediegen Gold enthalten, werden nach vorheriger Zerkleinerung, auch wohl damit verbundener Aufbereitung meist direct der Amalgamation unterworfen, durch ein vorheriges Glühen[4]) derselben können sie jedoch für die Aufbereitung und Amalgamation günstige Veränderungen erleiden durch Mürbewerden, die Verringerung des spec. Gewichtes der Erdarten, Umwandlung der für das Fortschwimmen günstigen Blattform des Goldes in Kugelform durch Schmelzung u. dgl.

Kiesige Erze.

Kiesige Erze mit einem Gehalte an nicht vererztem, corporalischem oder Freigold[5]) werden vor dem Aufbereiten und Verschmelzen zweckmässig der Amalgamation unterworfen, indem dieses Verfahren vor ersterem nachstehende Vortheile bietet: grösseres Goldausbringen von etwa 15 Proc., indem bei der Aufbereitung etwa 12, beim Schmelzen 3 Proc. verloren gehen würden; sicheres Nehmen von Durchschnittsproben von dem entgoldeten Erz, raschere Verwerthung des Freigoldes. Das vererzte Gold wird dann nach Ausziehung des Freigoldes (Mühlengold) mittelst Quecksilbers durch Schmelzung gewonnen (Brandgold).

Bei ärmeren Erzen wird noch ein Aufbereitungsprocess[6]) in der Weise eingeschaltet, dass man die Trübe direct mit Quecksilber in Berührung bringt und das Abfliessende behuf der Schmelzung noch weiter aufbereitet (Tyroler Mühle), oder das gepochte Erz erst aufbereitet und dann das Concentrirte amalgamirt (Salzburg) oder die Trübe durch Goldmühlen leitet und dieselbe nach dem Entgolden noch über Plachen passiren lässt, um das den Mühlen entgangene Gold und Quecksilber durch Behandlung der Plachenmehle auf dem Goldherde und dem Scheidetroge zu gewinnen (Schemnitz).

Letzteres Verfahren ist das rationellste, aber es kann für die Auswahl des einen oder anderen die Erzbeschaffenheit mitreden. Mildgepochte schliegarme Vorräthe eignen sich mehr für das Tyroler, schliegreichere Vorräthe für die beiden anderen Methoden.

Rösten kiesiger Erze.

Kiese, welche vererztes Gold enthalten, geben erfahrungsmässig bei vorherigem oxydirenden oder chlorirenden Rösten[7]) ein grösseres Ausbringen bei der Amalgamation, als im rohen Zustande wegen Entfernung der Erzbilder (Tellur, Selen, Arsen, Antimon u. s. w.), aber auch in Freigold enthaltenden Erzen wird durch Röstung dieses dem Quecksilber mehr blosgelegt.

---

1) B. u. h. Ztg. 1871, S. 95. 2) B. u. h. Ztg. 1871, S. 265. Hague, Mining Industry, p. 548. Dingl. 201, 334. 3) B. u. h. Ztg. 1870, S. 269. 4) B. u. h. Ztg. 1870, S. 433. 5) Oest. Ztschr. 1854, S. 2. Rittinger's Erfahrungen 1854, S. 39; 1858, S. 29. Dess. Aufbereitungskunde S. 467. 6) Rittinger's Aufbereitungskunde S. 490. 7) G. Küstel, Roasting of Gold and Silver Ores. San Francisco 1870. B. u. h. Ztg. 1866, S. 244; 1869, S. 129, 219; 1871, S. 276.

Würtz[1]) hat darauf aufmerksam gemacht, dass wenn kiesige Erze geröstet und dann verwaschen werden, etwas Gold durch gebildetes schwefelsaures Eisenoxyd oder Eisenchlorid gelöst werden kann. Nach Rössner[2]) soll sich beim chlorirenden Rösten etwas Goldoxydnatron-Chlornatrium bilden, nur wenig in Kochsalzlauge löslich, etwas mehr bei Anwesenheit von Eisenchlorür, nicht bei basischem Chlorid, auch von Quecksilber nicht zerlegbar; nach Andern erzeugt sich bei einer gewissen Temperatur Goldchlorür, welches von heissem Wasser zerlegt wird. Durch anwesendes Chlornatrium scheint Chlorgold, wenn die Temperatur nicht zu hoch, vor Zersetzung geschützt zu werden. Rivot[3]) röstet goldhaltige Silbererze mit Wasserdampf behuf Vorbereitung zur Amalgamation. Seltener unterwirft man kiesige Erze statt einer Röstung einer Verwitterung oder einer Behandlung mit Reagentien[4]) (Hatsch-Process).

Röstöfen. Röstöfen[5]). Zum Rösten können dieselben Oefen angewandt werden, wie bei der Silberamalgamation (S. 265). Für Massenproduction eignen sich besonders die Oefen von Stetefeldt (S. 268), Brückner (S. 267), Gerstenhöfer, Whelply und Storer.[6])

Amalgamirapparate. Die Amalgamatoren, von den verschiedensten Graden der Wirksamkeit je nach Lokalverhältnissen, geben ein um so vollkommeneres Ausbringen, eine je innigere Berührung sie zwischen Erz und Quecksilber gestatten, weshalb man die ein Zusammenreiben der Massen gestattenden Goldmühlen der langsamern Fässeramalgamation vorzieht.

Bei letzterer zerschlägt sich auch ein Theil des Quecksilbers zu feinen Kügelchen, in welchem Zustande dieselben zur Goldaufnahme weniger geneigt sind. Wie bereits bemerkt (S. 263), ist das Goldausbringen aus güldischen Silbererzen bei der europäischen und amerikanischen Amalgamation nur unvollständig, wird aber um so vollständiger, je mehr Silber das Freigold enthält.[7]) Ersteres lässt sich bei der Amalgamation der Golderze nur dann gleichzeitig mit ausziehen, wenn dasselbe gediegen vorkommt oder durch chemische Agentien frei gemacht wird (Hatsch-Process).

Separate od. gemeinschaftliche Zerkleinerung u. Amalgamation. Zerkleinerung und Amalgamation der Erze finden zweckmässiger in getrennten Apparaten, als in ein und demselben Gefäss statt, weil in letzterem Falle die Zeit gewöhnlich nicht hinreicht, um eine innige Berührung der Ingredienzien zuzulassen, die Goldtheilchen für den Angriff des Quecksilbers weniger blosgelegt werden und bei harten Erzen die Maschine sehr leidet. Die durch das Zermalmen des Quarzes erzeugte blättrige Form des Goldes begünstigt in beiden Fällen ein Fortschwimmen von Goldblättchen beim Waschen und auch das ungleiche Verhältniss von Gold und Quarz wirkt ungünstig ein.

Combinirte Maschinen der letzteren Art gewähren jedoch in den eigentlichen Goldländern, wo es sich um augenblicklichen Gewinn handelt, mit der geringsten Capitalanlage die einfachsten Hülfsmittel.

Zur separaten Zerkleinerung der wohl zuvor mürbe gebrannten Erze dienen Arrastras[8]), Kollermühlen[9]), Poch-[10]) und Walzwerke, Schleuder- oder Kugelmühlen[11]), Steinbrecher[12]) u. a. Mit diesen

---

1) B. u. h. Ztg. 1869, S. 54. 2) Oest. Ztschr. 1863, No. 25, 40. B. u. h. Ztg. 1863, S. 336; 1865, S. 212. 3) B. u. h. Ztg. 1869, S. 219; 1871, S. 276. 4) B. u. h. Ztg. 1862, S. 83, 138. 5) Ott, patentirte amerikanische Röstöfen in Dingl. 190, 214, 291, 388. B. u. h. Ztg. 1869, S. 129. 6) B. u. h. Ztg. 1867, S. 249; 1868, S. 14; 1869, S. 130, 176; 1870, S. 102. 7) B. u. h. Ztg. 1861, S. 206. 8) B. u. h. Ztg. 1870, Taf. 11, Fig. 4. 9) Muspratt-Kerl, techn. Chem. 2. Aufl. 2, 1475, Fig. 816. 10) B. u. h. Ztg. 1870, Taf. 9, Fig. 1. Ebend. 1872, S. 363. 11) B. u. h. Ztg. 1870, S. 396, Taf. 12, Fig. 1. 12) Ebend. 1868, S. 344; 1870, S. 433.

Apparaten können Vorrichtungen zur weiteren mechanischen Aufbereitung der Erze verbunden sein.

Behandlung des Goldamalgams.

Das Goldmühlenamalgam ist quecksilberreicher, als das durch Anreiben erhaltene, indem durch das längere Liegen der Goldtheile im Quecksilber eine innigere Verbindung beider eintritt. Das goldhaltige Quecksilber wird filtrirt, gepresst und ausgeglüht, welche Operationen man ähnlich wie beim Silber (S. 271), in Ungarn[1]) z. B. in folgender Weise ausführt:

Das von anhängenden Erztheilen durch Umrühren und Schwingen mit Wasser in einem Gefässe und Abgiessen der Trübe Befreite wird einer Filtration in einem leinenen Spitzbeutel unterworfen, welcher über einen Ring gezogen, der an drei Stützen oberhalb eines dreifüssigen Blechkessels befestigt ist. Aus dem Kessel wird das hineingelaufene Quecksilber durch eine gekrümmte Röhre im Boden mit Hahn abgelassen, worauf dann folgen: ein Auswinden des Rückstandes im Spitzbeutel, Zertheilung desselben in mehrere kleinere Stücke, Einschlagen derselben in leinene Lappen, Würgen und Auswinden der Masse mittelst einer Schnur zu einer harten Kugel von etwa 26 Mm. Durchmesser (auch Auspressen des Amalgams aus den Spitzbeuteln in einer Schraubenpresse), Einbinden der harten Amalgamkugeln in Leinenlappen, damit dieselben beim Glühen nicht auseinander fallen, auch wohl Markirung einzelner Kugeln durch eingeschlagene Holzstifte, welche beim Glühen verkohlen und Vertiefungen hinterlassen. Ausglühen kleinerer Amalgamposten in Glockenapparaten (Fig. 148), grösserer in einem über einer Feuerung an zwei hohlen Armen aufgehängten Gusseisenkessel von 0.42 M. Höhe und 0.24 M. Durchmesser, in welchen auf einem Tellergestell die Amalgamkugeln eingesetzt werden. Auf dem Kessel befindet sich ein Deckel unter Sand- oder Schlammverschluss, beim Erhitzen desselben treten die Dämpfe durch den einen hohlen Arm in ein U förmig gebogenes Rohr, welches an seinem tiefsten Puncte eine in ein Wassergefäss eintauchende Oeffnung hat. Der eine stehende Schenkel mündet dann in ein durch einen Wasserkasten hindurch gehendes Rohr. 150 Kugeln à 124—140 Grm. erfordern zum Ausglühen 2—3 Stunden Zeit und 0.063—0.095 Cbm. Holzkohle. Quecksilberverlust 3 Proc.

Zum Destilliren des goldgesättigten Quecksilbers (S. 306) dienen schalenartige gusseiserne Kessel von 0.3 M. Höhe und 0.55 M. Weite mit luftdicht schliessendem Deckel, unter welchem zwei geneigte Röhren ab-, eine Strecke durch die Luft, dann durch einen Wasserkasten gehen. Das zurückbleibende Gold wird als Schale mittelst eines Meissels abgelöst. Posten von 56 Kil. (1 Ctm.) erfordern 8 Stunden Zeit und 0.13—0.19 Cbm. Holz bei $^1/_{12}$ Proc. Quecksilberverlust.

Beispiele.

Als Beispiele bei getrennter oder gemeinschaftlicher Zerkleinerung und Amalgamation mögen folgende dienen:

Combin. Zerklein. u. Amalgamat.

1. Apparate zur gemeinschaftlichen Zerkleinerung und Amalgamation der Erze.

Tröge.

a) Steinerne oder eiserne Mörser, Schalen oder Tröge[2]), in welchen 1 Thl. Goldsand mit 2 Thl. Quecksilber mit hölzernen Pistillen zusammengerieben wird (Ungarn, Siebenbürgen, Croatien, Russland, Brasilien, Tibet, Guinea u. s. w.).

Arrastra.

b) Arrastra oder Kollermühlen (S. 279), ähnlich wie bei der Silbererzamalgamation (Mexico[3]), Chili[4]), Colorado[5]).

Maschinen.

c) Maschinen der verschiedensten Einrichtung[6]) (von Berdan, Bellford, Mitchell, Becquerell), in welchen das Erz meist durch schwere umhergeschleuderte Kugeln zermalmt wird, die dann das Erzklein gegen das Quecksilber pressen.

---

1) Rittinger's Aufbereitungskunde, S. 486. Abbild. von Filtrirvorrichtung, Schraubenpresse und Destillirapparaten auf Taf. 28. 2) Kerl, Met. 4, 353. 3) B. u. h. Ztg. 1862, S. 279. Ann. d. min. 4 liv. de 1871, pag. 132. 4) B. u. h. Ztg. 1859, S. 266; 1862, S. 291. 5) B. u. h. Ztg. 1870, S. 321, Taf. 11, Fig. 4. 6) Kerl, Met. 4, 342, 356. Musprratt-Kerl, techn. Chem., 2. Aufl. Bd. 2, S. 1470.

Separirte Zerklein. u. Amalgamat.

2. Apparate zur getrennten Zerkleinerung und Amalgamation.

Mörser.

a) Mörser. Dieses Verfahren eignet sich für an Freigold reiche Erze oder Goldschliege in kleineren Mengen. Für grössere Vorräthe wäre dasselbe zu umständlich und es würde viel Quecksilber zu feinem Staub zerschlagen, welcher sich der Wiedergewinnung entzieht. Man wendet dann besser Goldmühlen an.

Das Verfahren ist folgendes:

Pochen der Golderze, Verwaschen der Trübe auf Plannenherden und des Goldschlieges in Handtrögen, Amalgamation in Mörsern (Ungarn und Siebenbürgen[1]). Dieses Verfahren wird für im Mörser zerkleinerte reiche Goldstufen, sowie für angereicherte Goldschliege in Ungarn in nachstehender Weise ausgeführt: Erwärmen des Mehles in einem gusseisernen Topf von etwa 0.237 M. Höhe und Weite bis zum beginnenden Dampfen über Kohlenfeuer, allmähliges Zusetzen von Quecksilber, sorgfältiges Reiben mit hölzernem Stössel, bis sich eine griesige Masse erzeugt hat, die keine beweglichen Tropfen mehr bildet, Zusatz von Asche und warmem Wasser und Reiben, um Fetttheile zu entfernen, Füllen des Topfes mit Wasser und Versetzung desselben in rotirende Bewegung mit dem Stössel zum Wegspülen der erdigen Theile, bis klares Wasser zurückbleibt, Pressen des Amalgams durch Leinewand, Durchrühren desselben in der flachen Hand unter stetem Wasserzufluss mit dem Daumen zur Entfernung von Erztheilchen, Eisensplittern u. s. w., Pressen durch dichte Leinewand oder Leder, starkes Auswürgen mittelst einer um die Leinewand gewundenen Schnur unter öfterem Eintauchen in heisses Wasser. Das Amalgam enthält 50—65 Proc. freies Gold. Man nimmt doppelt so viel Quecksilber, als Freigold vorhanden.

Fässer.

b) Fässer. Pochen von Goldquarz, Ableitung der Trübe durch ein kupfernes Sieb über einen mit Kuhhäuten bedeckten Herd, Auswaschen der Häute und Amalgamiren des Angereicherten während 12—30 Stunden in Fässern bei 60—70 Proc. Goldausbringen (Brasilien[2]). — Mahlen von mürbe gebranntem Goldquarz unter Kollermühlen, Amalgamation in Tonnen, Verwaschen der Abgänge auf Stossherden und Waschen des Concentrirten in hölzernen Handschüsseln (Spanien[3]). — Verwaschen von Goldsand, Rösten mit Kochsalz, Mahlen und Amalgamiren mit Quecksilber, Eisenfeilspähnen u. verdünnter Schwefelsäure in Fässern (Sibirien[4]). Amalgamation der goldhaltigen Rückstände von der Monnier'schen Silber- und Kupferextraction (S. 293) während 10—12 Stunden in Fässern mit 12 Umdrehungen pro Minute.

Fig. 161.

Mühlen.

c) Mühlen[5], Gold- od. Quickmühlen, von etwas abweichender Construction an verschiedenen Orten.

Fig. 161. *a* gusseiserner Bottich, z. B. oben

1) Kerl, Met. 4, 357. Rittinger's Aufbereitungskunde, S. 471. 2) B. u. h. Ztg. 1859, S. 266, 268. Berggeist 1861, No. 36. 3) B. u. h. Ztg. 1867, S. 212. 4) Berggeist 1861, No. 36. 5) Literatur in Kerl's Met. 4, 368. Engin. and Mining Journ., New-York 1872, Vol. 14, No. 5. Rittinger's Aufbereitungskunde 1867, S. 472, Fig. 231. Rivot's vertikale Mühlen in Ann. d. min 1870, T. 18, p. 89 (mit Zeichn.). B. u. h. Ztg. 1872, S. 291, Taf. 7, Fig. 10 u. 11.

628, unten 470 Mm. weit und 180—236 Mm. hoch, auf dem Mühlstuhle *h* befestigt. *b* Hölzerner Läufer, mittelst Querarmes *c* auf der durch das Rad *e* bewegten Axe *d* aufgehängt. *G* Rinne zur Zuführung der Trübe, welche zwischen Läufer und Bottich fliessend von den in Quecksilber eintauchenden eisernen Kämmen *f* des Läufers mit dem Quecksilber in Berührung gebracht wird. *g* Gerinne zum Abfluss der entgoldeten Trübe.

Die Tyroler Mühlen machen 18—20 Umdrehungen pro Min., erhalten eine Vorwage von 25 Kil. Quecksilber, die Trübe fliesst dick auf und das Amalgam wird alle Monate ausgehoben; die Salzburger Mühlen, welche Schliege verarbeiten und die Trübe wasserhell empfangen, machen 80—90 Umdrehungen bei anfangs nur $1^1/_2$ bis 2 Kil., dann bis 5—6 Kil. Quecksilbervorwage, was mit dem abweichenden Aufbereitungsgange in Tyrol und Salzburg in Verbindung steht (S. 307).

Beispiele.

Zell. Zell in Tyrol[1]). Pochen von quarzigen Kiesen mit 0.00035—0.00038 Proc. Au, Durchführung der Trübe aus Vertheilungskästen durch 3 Mühlen, jede mit 7 Kil. Quecksilber bei 20maliger Drehung des Läufers pro Minute, Trennung des Amalgams vom Schlieg mittelst Handsichertroges, Auswaschen, Pressen und Glühen des Amalgames; Chargendauer 8—9 St., Arbeitsquantum in 2.5 St. 58—63 Kil. Schlieg; Goldausbringen 50 Proc.

Salzburg. Salzburg[2]) (Rathhausberg bei Gastein, Böckstein, Goldberg bei Rauris). Goldquarz mit geschwefelten Erzen, von denen bei der Scheidung erhaltene Glaserze direct zur Verbleiung zu Lend kommen, Quarz- und Derbkiese zur Roharbeit daselbst (S. 213), Pochgänge zur Amalgamation und Rückstände davon zur Roharbeit in Lend; Ableiten der Pochtrübe durch einen Rätter in Spitzkasten, von da auf Goldmühlen. Aufbereitungsverlust 52.9 Proc. Gold, Quecksilberverlust 158—190 Theile auf 100 Theile Mühlgold, welches 13—31 Proc. Ag enthält. Ausbringen von 75 Proc. Au beim ersten und von 15 Proc. beim 2ten Amalgamiren, Durchsetzquantum 1015 Kil. in 24 St. Diese Mühlen gewinnen 20 Proc. Au mehr, als die in Colorado, was von dem Silbergehalt abhängt.

Schemnitz. Schemnitz[3]). Goldgewinnung aus kiesigen Erzen einmal bei der Schlämm- und Stossherdarbeit durch Concentration auf der Goldlutte (Kehrherd mit der Quere nach kreuzweise geritztem Boden) und am Schlusse erfolgende Handamalgamation oder bei den Stampfwerken durch directe Amalgamation der Pochtrübe in Quickmühlen (S. 307).

Magurka. Magurka[4]) in Ungarn. Pochen von Goldquarzen, Entgolden der Trübe theils in Tyroler Mühlen, theils auf Herden.

Rivot's Methode. Rivot's Methode[5]). Rösten kiesiger Erze mit Wasserdampf und Amalgamiren in vertikalen Goldmühlen.

Californien u. s. w. Californien[6]) und Australien.[7]) Verwaschen der Trübe und Amalgamiren in Mühlen oder erst Amalgamiren und dann Verwaschen. — Nevada[8]). Nasspochen und Trockenpochen mit oder ohne chlorirende Röstung bei Anwendung von Quarzmühlen für Gold- und Silbererze; in letzterem Falle: Zerkleinern der Erze unter Brechmaschinen und Stempeln, Trocknen des Feingepochten auf durch die abgehende Flamme des Röstofens geheizten Eisenplatten, Sieben, chlorirendes Rösten in Stetefeldt's Ofen, Abkühlenlassen, Amalgamiren, Ablassen in Rührfässer und Zuleiten von Wasser, Glühen des Amalgams; beim Trockenpochen ohne Röstung: directes Einlassen des gepochten Erzes in die Pfannen, und beim Nasspochen: Einfliessen der Trübe in Klärbassins und Amalgamiren des Absatzes.

Rührer. d) Rührer[9]). In ähnlicher Weise, jedoch weniger kräftig wirken Rührvorrichtungen, als die Mühlen.

---

1) B. u. h. Ztg. 1851, S. 593; 1852, S. 277. Oest. Ztschr. 1856, S. 283. Engin. and Min. Journ., New-York 1872, Vol. 14, No. 6, S. 84. 2) Leoben. Jahrb. 1857, Bd. 6, p. 197. B. u. h. Ztg. 1859, S. 266. Engin. and min. Journ., New-York 1872, Vol. 14, p. 51, 84. Berggeist 1870, No. 80. 3) Rittinger's Erfahr. 1854, S. 29. B. u. h. Ztg. 1866, S. 231. Kerl, Met. 4, 364. 4) Oest. Ztschr. 1856, S. 58. 5) B. u. h. Ztg. 1871, S. 276. Rittinger's Aufbereitungskunde, S. 467. 6) Preuss. Ztschr. 4, 114. 7) B. u. h. Ztg. 1859, S. 183; 1862, S. 291. 8) Mining scientific Press, San Francisco 1872, Vol. 25, No. 24 mit Zeichnungen. 9) B. u. h. Ztg. 1870, S. 433.

Fig. 162. *O* eiserner Cylinder von 940 Mm. Durchmesser und 392 Mm. Höhe, mit 16 in 2 Reihen eingesetzten 210 Mm. hohen schaufelartigen, durch maschinelle Kraft oder die Kurbel *m* zu bewegenden und in Quecksilber eintauchenden Rührern an der Welle *S*. Durch eine Oeffnung im Deckel fliesst die Trübe zu und durch einen Hahn 130—156 Mm. über dem Boden nach der Entgoldung ab.

Fig. 162.

Keith's Verfahren[1]): Zerbrechen des Erzes im Steinbrecher, Trocknen desselben, Zerkleinern in Kugelmühlen, Sieben im Trommelsieb, Rösten in Keith's Ofen (S. 265), weitere Zerkleinerung des Röstgutes in Kugelmühlen, Sieben durch's Trommelsieb, Amalgamiren in Rührern, Ableitung der Trübe durch Spitzkästen zum Absatz der schwersten Mehltheile, namentlich von Eisenoxyduloxyd, dann über amalgamirte Kupferplatten und durch eine Teppichrinne. — Amalgamation der Rückstände von der Monnierschen Silber- und Kupferextraction nach diesem Verfahren (S. 293).

Fig. 163.

In Smith's tragbarem Amalgamirapparat (Fig 163) bezeichnet *A* die Mühle mit zwei liegenden Steinen, aus welcher durch die Rinne *D* die Trübe zum Amalgamator *C* führt, in welchem rotirende Arme eine Anzahl Kugeln von hartem Holze bewegen, welche Erz und Quecksilber im Contact erhalten. *B* Rührwerk zur Trennung thoniger Substanzen von gröberen und härteren Steinen, welche erstere über den Herd *H* fliessen, während die Steine im Kasten zurückbleiben.

Amalgam. Kupferplatten.

e) Pochwerksamalgamation mit amalgamirten Kupferplatten (S. 307). Einbringen von Quecksilber schon beim Naspochen der Erze in den Pochtrog, in dessen Ecken sich bröckliches Goldamalgam ansammelt, und Abfliessenlassen des überschüssigen goldarmen Quecksilbers über terassenförmig untereinandergestellte glatte oder geriffelte amalgamirte Kupferplatten (Nova Scotia[2]), dann wohl noch durch Spitzkastengerinne über Flanelltücher, zuletzt durch eine Arrastra und über Stossherde bei vorher gerösteten Erzen (Montana[3]); oder Anbringen solcher Platten im Pochtroge selbst

1) B. u. h. Ztg. 1870, S. 397. 2) B. u. h. Ztg. 1866, S. 56. 3) B. u. h. Ztg. 1868, S. 118, 128.

und unterhalb der Austrageöffnung desselben (Colorado[1]), öfteres Abkratzen des Amalgams von den Platten mittelst eines scharfkantig geschnittenen Stückes Kautschuck, sorgfältige Reinigung der Platten von Fetttheilen mit Kalklauge und Cyankaliumlösung allein oder unter Zusatz von Ammoniak, Abwischen und Auftragen aufgesprengten Quecksilbers mittelst eines Wischers. (Ein Ueberzug von Fett oder oxydirtem Kupfer auf den Platten verhindert die Verbindung des Goldes mit dem Quecksilber.) Durcharbeiten des erhaltenen Amalgams nach Hinzufügung von Quecksilber mit den Fingern, Wegspülen anhängender Mehle, Pressen durch Leinewand und Destillation des Amalgams in einer gusseisernen Retorte. Ausbringen an Gold 30—50 Proc. des Gesammtgoldgehaltes.

Beispiele. Californien.

In Californien[2]): Zerbrechen des goldführenden Gesteins unter der Brechmaschine, Zerkleinern in einer Kugelmühle (S. 308), Sieben im Trommelsieb, Zerkleinern der Gröbe in der Kugelmühle, Rösten in Brückner's Ofen (S. 267), Sieben des Röstgutes und Behandeln im Amalgamator, — oder Pochen des zerbrochenen Erzes unter Zutröpfeln von Quecksilber, Ableiten der Trübe über Tafeln (Blankets) nach mit amalgamirtem Kupferblech ausgekleideten Trögen, öfteres Abwaschen der Blankets in Behältern, Behandeln des goldreichen Absatzes aus denselben im Amalgamator, einer mit zwei Rechenwalzen versehenen Cysterne, in welcher der Schlamm aufgerührt und dann über amalgamirte Kupferbleche oder ein Riffelbret geleitet wird, letzteres mit mit Quecksilber gefüllten Querrinnen, sowie am untern Ende mit einem Reservoir versehen, welches die der Amalgamation entgangenen, nochmals in einer kleinen Arrastra mit Quecksilber zu mahlenden Kiese aufnimmt. Auch haben sich Wheeler's Amalgamirpfannen (S. 281) wohl bewährt.[3]) — Paul's Amalgamator[4]) soll mit sehr wenig Verlust an edlen Metallen arbeiten; ein 2.5 M. langer, 1.3 M. breiter und ebensohoher Trog von verzinktem Eisenblech mit geraden Seitenwänden, cylindrischem Boden und einer aus mit Natriumamalgam überzogenen Kupferplatten bestehenden Schraube, welche beim Umgange (70—100 mal pro Min.) das eingesiebte Erz mit natriumhaltigem Quecksilber auf dem Boden des Troges in Berührung bringt. Ausbringen von 80 Proc. Gold bei $^1/_2$stündiger Wirkung.

Paulprocess.

131. Schmelzprocesse. Dieselben kommen wegen ihrer grösseren Kostspieligkeit seltener für eigentliche Golderze, als für goldhaltige Silber-, Blei- und Kupfererze, namentlich wenn sich dieselben für die Amalgamation und Extraction nicht eignen und die anderen nutzbaren Metalle die Zugutemachungskosten decken helfen, in Anwendung, wo sich dann das Gold in Zwischenproducten (Leche, Schwarzkupfer, Werkblei) oder dem Hauptproducte (Brandsilber) des Processes ansammelt und daraus abgeschieden wird (Ungarn (S. 77), Altai (S. 86), Rammelsberg (S. 75). Schwefelmetalle concentriren das Gold weit weniger, als das Silber; als kräftige Extractionsmittel für dasselbe dienen Silber, Blei und Zink. Die Goldextraction kann geschehen:

Anwendbarkeit.

Methoden.

1. Auf trockenem Wege durch Verbleiung. Das dabei erfolgende güldische Werkblei wird entweder abgetrieben (Gold geht beim Abtreiben mehr in den Abstrich, als in Glätte über), das Blicksilber feingebrannt und aus dem Brandsilber das Gold geschieden oder das Gold nebst Kupfer aus dem Werkblei durch Zink[5]) ausgezogen (S. 256). Die Verbleiung kann geschehen:

Verbleiung.

1) B. u. h. Ztg. 1864, S. 384; 1870, S. 254, 269, 291, 305; 1872, S. 263. Hague, Mining Industry 1871, p. 577. 2) B. u. h. Ztg. 1868, S. 344; 1870, S. 441. 3) Scientific Press, San Francisco 1872, Vol. 25, No. 16. 4) B. u. h. Ztg. 1872, S. 55, 382. Polyt. Centr. 1869, S. 1274. 5) B. u. h. Ztg. 1864, S. 392; 1870, S. 215; 1871, S. 27.

Modificationen. Erzentgoldung.

a) Mit Erzen, wenn dieselben goldreicher sind oder sich durch Aufbereitung noch anreichern lassen.

Nach Karsten[1]) lassen sich Erze mit 0.0024 Proc. Au (das Seifengebirge ist bei 5—6 mal geringerem Goldgehalt noch waschfähig) nicht mehr mit Vortheil verbleien, selbst wenn man keine Gewinnungskosten dafür rechnet. Das Blei ist übrigens ein vorzügliches Extractionsmittel für freies und vererztes Gold und nimmt gleichzeitig einen Silbergehalt auf, gestattet aber doch bei dem zu raschen Schmelzprocess keine vollständige Entgoldung und erfordert deshalb wiederholte Behandlung der Zwischenproducte mit Blei, in Folge dessen die Metallverluste steigen, Arbeitslöhne und Brennmaterial kostspielig werden. Vor der Verbleiung entzieht man den Erzen zuweilen durch Amalgamation einen Gehalt an Freigold (S. 307). Fuller[2]) saugt gepulverte Schliege mittelst Vacuumpumpe durch flüssiges Blei. Bei Verarbeitung goldhaltiger Bleierze in Flammöfen sind die ersten Werkbleiabstiche besonders goldreich (S. 7).

Beispiele.

Tellurgolderze. Einränken[3]) beim Abtreiben, wobei sich das Tellur theils verflüchtigt, theils in den Abstrich geht, oder Verbleien der gold- und silberhaltigen Rückstände[4]) von der Tellurgewinnung auf nassem Wege, Rösten mittelreicher Tellurgolderze im Flammofen mit Bleiglanz und Schmelzen mit Eisenerzen oder gerösteten goldhaltigen Schwefelkiesen und Kalk auf Werkblei[5]), oder directes Verschmelzen mit bleiischen Erzen und Producten auf Werkblei und Stein (Szalathna[6]).

Lechentgoldung.

b) Mit Lechen. Verschmelzen goldarmer erdiger Erze mit Schwefelkies (güldische Roharbeit) oder mit geschwefelten Kupfererzen auf einen Stein, welcher weniger zweckmässig in Blei eingeränkt (Offenbanya[7]) und Zzalathna[8]) in Siebenbürgen), als mit bleiischen Producten verschmolzen wird (Nagybanya[9]).

Da bei der güldischen Roharbeit das Gold zumeist mechanisch in den Stein übergeführt wird, so erfolgen dabei metallreichere Schlacken, als bei der Silberroharbeit (S. 210). Ein Silbergehalt scheint auf die Goldanreicherung keinen Einfluss zu haben. Eine Schlacke mit 0.0005 Proc. Au ist oft reicher, als mancher zum Verwaschen kommende Goldsand. Eine vollkommenere und billigere Goldgewinnung findet statt, wenn man kupferhaltige Leche, statt sie direct zu verbleien, todtröstet, mit verdünnter Schwefelsäure das Kupfer extrahirt und den goldhaltigen Rückstand verbleit[10]) (S. 294).

Kupferentgoldung.

c) Mit Schwarz- oder Gaarkupfern, und zwar:

α) durch Einränken beim Abtreiben, indem man z. B. bei goldreichen Münzen auf 1 Thl. Kupfer wenigstens 20 Thle. Blei rechnet und nicht über 6 Proc. solcher Kupfer beim Abtreiben zusetzt. Durch Entstehung kupferreicher Glätte bei dem sonst einfachen Verfahren werden die Metallverluste bei deren Zugutebringung erhöht.

β) durch Saigerung (S. 216), den Abdarr- (S. 216) und Kupferauflösungsprocess (S. 216), wobei aber grosse Metallverluste entstehen.

Man zieht deshalb diesen Processen die Behandlung der granulirten Kupfer mit verdünnter Schwefelsäure (S. 296) vor, bei welcher z. B. am Unterharz[11]) aus demselben Schwarzkupfer im Feinsilber 30mal mehr Gold ausgebracht wird, als früher bei der Saigerung.

2. Durch Verzinkung[12]). Goldhaltige Erze werden roh oder,

---

1) Des. Met. 4, 654. 2) B. u. h. Ztg. 1868, S. 104. 3) B. u. h. Ztg. 1865, S. 374. 4) Erdm. J. 60, 163. 5) B. u. h. Ztg. 1865, S. 374. 6) Bgwfr. 10, 231. 7) Kerl, Met. 4, 358. 8) Ebend. S. 359. 9) Ebend. S. 95. 10) B. u. h. Ztg. 1864, S. 381; 1865, S. 374. 11) Kerl, Rammelsberger Hüttenprocesse 1860, S. 49, Anh. 12) Polyt. Centr. 1869, S. 823.

wenn schwefelhaltig, geröstet in flüssigem Zink umgerührt und das goldhaltige Zink einer Destillation unterworfen.

Nasser Weg.

3. Auf theilweise nassem Wege, indem man die Erze seltener im gerösteten Zustande direct mit verdünnter Schwefelsäure zusammenbringt[1]), als sie zuvor auf Lech (S. 294) oder Schwarzkupfer (S. 296) verschmilzt, diese mit verdünnter Schwefelsäure behandelt und den gold- und silberhaltigen Rückstand verbleit (Freiberg, Ober- und Unterharz) oder mit Säuren behandelt (Fahlun S. 300). Auch ist empfohlen, goldhaltigen Sand auf Roheisen[2]) zu verschmelzen und aus diesem das Gold mittelst verdünnter Schwefelsäure zu scheiden.

Verfahren.

132. Auflösung und Fällung. Diese besteht darin, das Gold aus Erzen u. s. w. in Solution zu bringen und aus der Lösung dasselbe durch Reagentien[3]) regulinisch (Eisenvitriol, Oxal- und Ameisensäure, Wasserstoffsuperoxyd, Antimon- und Arsenchlorür) oder als Schwefelmetall (Schwefelwasserstoff) zu fällen, welches dann beim Rösten in Metall übergeht oder auf nassem Wege weiter behandelt werden kann. Im Grossen wendet man meist Eisenvitriol[4]) oder Schwefelwasserstoff als Fällungsmittel an.

Werden Gold- und Eisenvitriollösung auf etwa 70° C. erhitzt und letztere nach und nach in erstere gegossen, so scheidet sich sofort Gold in äusserst kleinen Würfeln ab, nach Morin noch $^1/_{450}$. Die Fällung ist vollendet, wenn sich eine abfiltrirte Probe mit Eisenvitriol nicht mehr trübt.

Wesen des Processes.

1. Plattner's Chlorationsprocess[5]). Dieses Verfahren, welches eine ökonomische Goldgewinnung noch gestatten kann, wenn andere Processe, z. B. die Verbleiung und Amalgamation bei sehr armen Erzen u. s. w., im Stiche lassen, beruht darauf, dass Chlorgas Gold in Gemengen mit Erden oder mit Metalloxyden, ohne letztere anzugreifen, in lösliches Goldchlorid verwandelt, aus welchem durch die oben erwähnten Reagentien sich das Gold abscheiden lässt.

Erfordernisse.

Erfordernisse zum Gelingen des Processes sind: Anwesenheit des Goldes im regulinischen Zustande; Abwesenheit von Schwefel-, Antimon- und Arsenmetallen, daher vollständige Abröstung meist in Doppelröstöfen[6]) ohne Sinterknotenbildung bei möglichster Zersetzung gebildeter Sulfate (nach Jackson und Ott können bei Anwendung von unterchloriger Säure statt Chlors Schwefelmetalle vorhanden sein, indem dann der Schwefel von dem Sauerstoff der Säure oxydirt wird); Abwesenheit von metallischem Eisen und löslichen fremden Metalloxyden; von Salzsäure freies Chlor; möglichst magnesia- und kalkfreie Erze; Anwendung von Gefässen, welche nicht vom Chlor angegriffen werden (am besten Steinzeug mit Quarzfilter am Boden); möglichst vollständige Auslaugung der Rückstände, am besten unter Anwendung eines Saugapparates[7]); Schutz der Arbeiter gegen die Chlordämpfe; Temperatur der Schliege nicht unter 5° C., damit sich nicht Chlorhydrat in denselben erzeugt.

Goldfällung.

Soll das Gold direct aus der erhaltenen Lösung durch Eisenvitriol gefällt werden, so kann das freie Chlor zuvor durch Erhitzen oder durch Wasserdampf ausgetrieben werden, desgleichen wenn man aus der Lösung das Gold durch ein Metall fällen will. Beim Prä-

---

1) Dingl. 155, 58. 2) Kerl, Met. 4, 355. B. u. h. Ztg. 1859, S. 213. 3) Kerl, Met. 4, 414. 4) Bgwfr. 13, 187. Dingl. 76, 38; 96, 490; 91, 232. 5) Plattner, Probirkunst mit dem Löthrohr 1865, S. 545. Kerl, Met. 4, 369. 6) Küstel, on Concentration and Clorination, San Francisco 1868. Raymond, Statistics of mines and mining. Washington 1872, p. 419. 5) B. u. h. Ztg. 1860, S. 135. 7) B. u. h. Ztg. 1861, S. 145.

cipitiren mit Schwefelwasserstoff wird zunächst das freie Chlor durch diesen ausgetrieben, dann fällt Schwefelgold.

Holzgefässe werden von Chlor angegriffen und saugen Goldchloridlösung ein, was durch einen Ueberzug von Pech und Theer (Californien) sich vermeiden lässt; man kann dann solche Gefässe weit grösser nehmen, als thönerne.

Gold- und Silberextraction.

Nach dem Plattner'schen Verfahren lässt sich nur das Gold ausziehen, während Silber als Chlorsilber im Rückstande bleibt.

Zur gleichzeitigen Gold- und Silberausziehung sind nachstehende Vorschläge gemacht:

Behandlung der Erze mit einer kalten chlorgesättigten Kochsalzlösung, wobei Gold und Silber chlorirt werden und gleichzeitig in Lösung gehen, nach Patera[1]); nach Rössner[2]) chlorirendes Rösten der Erze mit Kochsalz (wobei sich Goldoxydnatron-Chlornatrium, nach Plattner[3]), Kiss[4]), v. Lill[5]) und Janikovits[6]) Goldchlorür bildet), Extraction des Chlorsilbers mittelst heisser Kochsalzlauge und des Rückstands abwechselnd mit dieser und kalter chlorgesättigter Kochsalzlösung, Ausfällen von Gold und Silber durch Kupfer und Scheidung beider Metalle; Extraction von Gold und Silber aus mit Kochsalz gerösteten Erzen mittelst unterschwefligsaurer Salze und Fällen der ersteren durch Schwefelnatrium oder Schwefelcalcium (Kiss).

a) Erzextraction.

Beispiele für Erze.

Reichenstein.

Reichenstein[7]). Rückstände von der Röstung der Arsenikerze behuf der Gewinnung von arseniger Säure (Arsenikabbrände) mit 0.0022—0.0024 Proc Au; *A* (Fig. 164, 165) Laugenstube von 10 M. Länge und 6.3 M. Breite. *B* Gas-

Fig. 164.

Fig. 165.

entwicklungsherd. *a* Thönerne Chlorentwickelungsgefässe auf einem Sandbade mit einer in die gemeinschaftliche Esse *b* mündenden Feuerung und einem 12 Kil. schweren Bleideckel mit einer verschliessbaren rechteckigen Oeffnung zum Einbringen des Materials und einer bis auf den Boden des Waschgefässes *g* führenden Gasleitungsröhre *f*; Deckel und Rohr mit Mehlteig lutirt. *c* Kessel zum Erwärmen von Wasser auf 25° C behuf Annetzung der Schliege im Winter. *d* Laugtöpfe von Steinzeug von 628 Mm. Höhe und 418 Mm. Weite, im unteren konischen Theil mit einem Thonsieb und darauf mit Quarzstücken versehen und so geräumig, dass sie bis 50 Mm. unter dem Rand 75 Kil. Schlieg fassen, mit einem eisernen Reifen umspannt, welcher zwei Zapfen *e* hält, um welche sich die Gefässe behuf des Entladens kippen lassen. *y* Riegel zur Vermeidung des freiwilligen Umkippens der Töpfe. *s* verpichter Holzdeckel

1) Oest. Ztschr. 1863, S. 165, 211. B. u. h. Ztg. 1866, S. 364. 2) Oest. Ztschr. 1863, No. 25—40. 3) Dessen Röstprocesse 1856, S. 274. 4) Oest. Ztschr. 1860, No. 25. 5) Oest. Ztschr. 1863, S. 211; 1865, No. 6. 6) Ebend. 1860, No. 30. 7) B. u. h. Ztg. 1850, No. 52; 1852, S. 169; 1860, S. 37, 133; 1861, S. 145; 1870, S. 372. Preuss. Ztschr. 3, 129. Karst., Arch. 2 R. 24, 396. Kerl, Met. 4, 371.

mit Oeffnung für das Gasleitungsrohr. *i* Laugenkübel von 14 Lit. Inhalt, mit Glascylindern versehen, weil Chlorgold vom Holze eingesogen und zersetzt wird.

Verfahren: Beschicken der Töpfe *d* mit 75 Kil. schwach angefeuchtetem, im Winter erwärmtem Schlieg und der Gefässe *a* mit 7.5 Kil. Salzsäure, 3.5 Kil. mit gleichen Theilen Wasser verdünnter Schwefelsäure, 3.5 Kil. Braunstein; Einleiten von Chlor durch die Waschgefässe *g* von oben herab bis auf den Boden der Töpfe *d* während etwa 1 St., Bedecken derselben mit dem aufzulutirenden Deckel, wenn sich das Chlorgas auf der Oberfläche zeigt (durch Rauchen eines mit Ammoniak benetzten Glasstabs zu erkennen), Beendigung der Chloration nach 6—7 St., Stehenlassen der mit Mehlteig gut lutirten Töpfe bis zum andern Morgen, Abnehmen der Deckel *n*, Aufsetzen von geflochtenen Körbchen *h*, Unterstellen der Laugenkübel *i*, rasches Aufgiessen von Wasser von 18—25° C., bis man 4 Kübel voll Lauge erhalten hat; Benutzung des vierten Kübels zur neuen Laugung, Fällen von Schwefelgold aus der übrigen auf 25° C. erwärmten Flüssigkeit in im Sandbade stehenden Glasballons, Absetzenlassen des Niederschlags in der Wärme bis zum andern Tag, Abziehen der klaren Flüssigkeit mittelst Hebers auf ein Filter, und Ablassen des Filtrates in mit Sägespänen gefüllte Sümpfe zur Zurückhaltung etwa durchgegangenen Schwefelgoldes, Filtriren des Rückstandes, Trocknen, Verkohlen der Filter (mit Inhalt) in grossen Schalen, Kochen mit Königswasser, Auswaschen, Filtriren der Lösung in Glascylinder, Fällung des Goldes durch Eisenvitriol, Filtriren desselben, Auswaschen mit verdünnter Salzsäure, dann mit Wasser, Verkohlen des Filters und Schmelzen des Goldes mit Borax und Salpeter in hessischen Tiegeln durch Flammenfeuer. 500000 Kil. Abbrände lieferten jährlich 10—10.5 Kil. Gold im Werthe von 8—9000 Thlr. bei 5—6000 Thlr. Betriebskosten. Zur Zeit ist wegen Aufarbeit der alten Halden der Betrieb sistirt.

Goldquarze nach Calvert.

Goldquarze mengt Calvert[1]) mit Kochsalz und Braunstein und fügt verdünnte Schwefelsäure hinzu, wo dann das Chlor im Statu nascendi kräftiger lösend aufs Gold wirken soll, als im freien Zustande.

Verfahren von Jackson und Ott.

Jackson und Ott[2]) leiten in eine mit Asphalt überzogene Imprägnirungskammer, welche die goldarmen Erze auf über einander angebrachten Brettern enthält, unterchlorige Säure, welche Gold chlorirt und etwa vorhandenen Schwefel oxydirt, extrahiren die Erze mittelst Wassers durch Centrifugalkraft oder eine hydraulische Presse und fällen Gold mit Eisenvitriol oder Schwefelwasserstoff.

Verfahren von Hofmann und Küstel.

Von Deetken in Californien, Grass Valley, eingeführt, ist der Chlorationsprocess daselbst besonders von Hofmann und Küstel[3]) verbessert worden. Verfahren: Todtrösten geschwefelter Erze, Befeuchten mit 4—5 Proc. Wasser, Einfüllen in Quantitäten von mehreren Tonnen in mit Pech und Theer überzogene cylindrische Holzgefässe mit falschem durchlöcherten Boden und 105—130 Mm. dickem Quarzfilter darauf, Auflutiren des an einer Kette hängenden Holzdeckels mit Mehlteig, 12—18stündiges Einwirkenlassen von Chlor, Auslaugen, Ablassen der Laugen in ein ovales mit Bleiblech ausgekleidetes Gefäss mit geneigtem Boden, Fällen mit Eisenvitriol über Nacht, Abziehen der klaren Lauge, Auswaschen des Rückstandes, Filtriren, Trocknen in einem Eisen- oder Porzellangefäss, Schmelzen mit Kochsalz, Borax und Salpeter im Thontiegel. Kosten per Tonne (1015 Kil.) Erze in Grass Valley 14.55, in Arizona 20.33 Doll. In seiner jetzigen Gestalt vermag der Chlorationsprocess die Pfannenamalgamation für ordinaire Mühlenerze nicht zu verdrängen; durch Anwendung der neueren Oefen von O'Hara, Gerstenhöfer, Brückner oder Stetefeldt würden sich die Röstkosten wesentlich vermindern. — Bei gleichzeitigem Kupfer- und Silbergehalt[4]): Chloration, Auslaugen, Fällen von Gold durch Eisenvitriol, dann von Kupfer durch Eisen, Ausziehen des Chlorsilbers aus dem Rückstande durch unterschwefligsauren Kalk (S. 301).

b) Lechextraction.

Lechextraction.

Schemnitz.

Schemnitz.[5]) Extractionsversuche mit güldischen Rohlechen nach Ziervogel's Methode, Chloration der Rückstände in oben und unten zusammengezogenen Steinzeuggefässen von 948 Mm. Höhe und 553 Mm. Weite im Bauche, in einem Kasten und von Sand umgeben stehend; Auslaugen mit warmem Wasser

---

1) B. u. h. Ztg. 1865, S. 42. 2) Dingl. 177, 211. Wagner's Jahresb. 11, 138. 3) G. Küstel, on Concentration and Clorination, San Francisco 1868. G. Küstel, Roasting of Gold and Silver Ores. San Francisco 1870, p. 139. Raymond, Statistics of Mines and Mining, Washington 1872, p. 417. 4) B. u. h. Ztg. 1871, S. 175. 5) Neumann, die Extraction u. s. w. 1863, S. 66. Oest. Ztschr. 1864, No. 31, S. 236. Kerl, Met. 4, 376.

nach der Verdrängungsmethode, Fällen des Goldes in Glasflaschen durch Eisenvitriol, der rückständigen Lauge durch Eisen auf goldhaltiges Kupfer und Zuschlagen der mit Kalk eingebundenen Rückstände beim Erzschmelzen. Goldausbringen unvollständig (75 Proc.), deshalb der Process aufgegeben.

Kupferextraction.

c) Kupferextraction.

Swansea.

Swansea.[1]) Einschmelzen russischer Kupfermünzen, wobei sich der geringe Goldgehalt am Boden concentrirt, Granuliren des goldreichen Theils, Calciniren, Chloriren u. s. w. nach Plattner's Methode.

Anwendbarkeit.

2. Behandlung der Golderze mit Königswasser[2]). Dieses Verfahren kommt selten und nur bei reicheren Erzen in Anwendung. Aus der erfolgenden Goldlösung wird Gold durch Eisenvitriol oder sonstige Reagentien (S. 315) gefällt.

2. Capitel. Goldscheidung (Affination).

Modificationen.

133. Allgemeines. Dieser Process bezweckt die Trennung des Silbers vom Golde seltener auf trocknem, als auf nassem Wege, bei welch letzterem fremde Metalle störend influiren können.

Einfluss fremder Metalle.

Blei, Wismuth, Antimon und Arsen, welche das Gold schon in geringen Mengen spröde machen, sind für die nasse Scheidung durch vorheriges Raffiniren (S. 241) oder Feinschmelzen des güldischen Silbers mit Oxydationsmitteln (S. 245) möglichst vollständig zu entfernen. Das Feinschmelzen mit Salpeter in einem in einem Graphittiegel stehenden hessischen Tiegel kommt zweckmässig nur bei Legirungen in Anwendung, welche nicht unter 625 Taus. Feingehalt und über 21 Taus. Goldgehalt besitzen, weil ersteren Falles die erforderliche grössere Salpetermenge die Tiegel zerstört, im anderen Falle die Schlacke goldhaltig wird.[3]) Man rechnet auf 100 Thle. Kupfer 48 Thle. Salpeter und erhält eine Feine von 973—979 Taus. Die Schlacke wird entweder flüssig abgeschöpft oder vom erstarrten König abgeschlagen und mit Potasche umgeschmolzen. Das Raffiniren im Flammofen hat Vorzüge.[4]) Kupfer in geringen Mengen wird bei obigen Raffinationsarbeiten oder dadurch entfernt, dass man die z. B. über 5 Proc. Kupfer enthaltenden Barren in einem Flammofen auf eiserner Herdplatte glüht, zerkleint, siebt, mit verdünnter Schwefelsäure in Kochhitze das beim Glühen gebildete Kupferoxyd weglöst, den Rückstand in einem Siebe auswäscht und das Glühen und Behandeln mit Säure so lange wiederholt, bis das Kupfer hinreichend entfernt ist; in grösseren Mengen vorhanden trennt man dasselbe vom Gold durch Abtreiben oder Saigern mit Blei (S. 314), mittelst verdünnter Schwefelsäure (S. 293) oder auch mittelst concentrirter Schwefelsäure, wobei aber leicht wasserfreier Kupfer- und Silbervitriol mit dem Golde sich absetzt, dieses umhüllt und ein nochmaliges Zusammenschmelzen des ausgeschiedenen Goldes mit der 1—3fachen Silbermenge und Scheidung mit Schwefelsäure erforderlich macht (Septèmes[5]). Bei goldärmeren Substanzen werden die unreinen Goldniederschläge mit Borax und Salpeter eingeschmolzen, mit Blei abgetrieben und das erfolgende güldische Brandsilber mit Schwefelsäure geschieden (Septèmes). — Osmiridium, Palladium und Platin sind durch obige Vorbereitungsprocesse nicht wegzuschaffen. Iridium und Osmirid, nicht selten im sibirischen, californischen und australischen Golde, machen dasselbe beim Prägen brüchig und Platin[6]) erhöht den Silberrückhalt im Scheidegolde.

Schattenseiten.

134. Trockne Goldscheidung. Dieselbe gestattet eine nur unvollkommene Trennung der Metalle und ist kaum noch in Anwendung. Es gehören dahin:

---

1) B. u. h. Ztg. 1863, S. 168. 2) Verhalten des Goldes zu Königswasser in Dingl. 193, 59. B. u. h. Ztg. 1870, S. 379. 3) Bgwfr. 13, 176. 4) Oest. Ztschr. 1857, S. 205. 5) Kerl. Met. 4, 418. 6) Bgwfr. 12, 5.

1. die Scheidung durch Schwefelantimon[1]) (durch Guss und Fluss), welches beim Zusammenschmelzen mit güldischem Silber Antimongold giebt, aus welchem das Antimon weggeraucht wird, und einen aus Schwefelantimon, Schwefelsilber und Antimongold bestehenden Lech (Plagma, Plagmal), welcher zur Abscheidung des Antimongoldes wiederholt umgeschmolzen und dann durch Erhitzen mit Glätte und Eisen entsilbert wird. Scheidung durch Guss und Fluss.

2. die Scheidung durch Glätte und Schwefel (Pfannenschmied'scher Process). Zusammenschmelzen einer goldarmen Legirung mit $^1/_8$ Schwefel unter Bildung von Schwefelsilber (Plagmal) und Ausscheidung von Gold, Aufstreuen von Glätte, wobei sich unter Bildung von Schwefelblei ein Theil Silber ausscheidet, welches das Gold aufnimmt und damit zu Boden geht; wiederholtes Behandeln des letzteren mit Schwefel und Glätte, bis eine zur Goldscheidung hinreichend angereicherte Legirung entsteht, mehrmalige Entgoldung des Plagmals durch Glätte und zuletzt Entschwefeln durch Eisen (früher in Oker[2]) und Kremnitz[3]) in Anwendung). Pfannenschmiedscher Process.

Muir[4]) erhielt beim Zusammenschmelzen von Silbergold mit Schwefel ein goldreiches Silber und eine Doppelverbindung von Schwefelgold mit Schwefelsilber mit 49.27 Silber, 35.69 Gold und 16.17 Schwefel, entsprechend $2\,Au_2S_3 + 5\,Ag_2S$.

3. Die Cementation[5]), das Glühen einer granulirten oder gewalzten Goldsilberlegirung mit einem Gemisch (Cementirpulver) von gleichen Theilen Alaun, calcinirtem Eisenvitriol, Kochsalz und drei Theilen Ziegelmehl, wobei das frei gemachte Chlor Silber aufnimmt und eine oberflächlich goldreichere Legirung erfolgt. Auch ohne Eisenvitriol findet Chlorentwicklung statt, wenn man die Legirung in einem porösen Thontiegel mit Kochsalz und Ziegelmehl glüht, wo dann die Wasserdämpfe der Flamme die Thonwände durchdringen und sich mit Chlornatrium in Natron und Chlorwasserstoff umsetzen, welcher Chlor ans Silber abgiebt. Cementirprocess.

Neugranada (Amerika). Erhitzen einer granulirten Goldsilberlegirung (5—8 Kil.) in Töpfen mit einem Gemisch von 1 Kochsalz und 2 Ziegelmehl während 24—36 St. bei dunkler Rothgluth, Anrühren des Topfinhaltes mit Wasser, Amalgamiren des chlorsilberhaltigen Cements mit $^1/_{10}$ Kochsalz und der 10fachen Menge Quecksilber vom Silber in hölzernen Bottichen bei 14—18° C. während 4—5 Tagen. Beispiel.

135. Nasse Goldscheidung. Dieselbe begreift vorwaltend die Trennung des Silbers vom Golde durch Schwefelsäure, seltener noch diejenige mittelst Salpetersäure und Königswassers. Methoden.

1. Scheidung mittelst Salpetersäure (Quartation). Granuliren einer Legirung, welche auf 1 Thl. Gold mindestens $1^3/_4$ Thl., gewöhnlich $2^1/_2$—3 Thl. Silber enhält, Erwärmen mit reiner Salpetersäure in Glaskolben mit Helm und Vorlage, wobei sich Silber auflöst, Gold aber zurückbleibt, Abgiessen der Silberlösung vom Golde, Digestion mit neuer Säure, Aussüssen, Trocknen und Schmelzen desselben mit Borax und Salpeter; Abdestilliren der Salpetersäure aus Quartation.

---

1) Erdm. J. f. ök. u. techn. Ch. 6, 174. Karsten's Met. 5, 668. 2) Erdm. J. 9, 74. 3) Prechtl, techn. Encykl. 12, 293. 4) Dingl. 205, 540. 5) B. u. h. Ztg. 1845, S. 347. Dingl. 119, 157. Pogg. Ann. 32, 99.

der Silberlösung, Zersetzung der letzteren durch Kupfer oder Eindampfen, Glühen der trocknen Masse und Einschmelzen des Silbers. Palladium[1]) geht mit dem Silber in Lösung.

Schattenseiten. Dieses Verfahren (wegen des Verhältnisses von 1 Thl. Gold auf 3 Thle. Silber Quartation genannt und nur noch für Goldproben in Anwendung), wegen Anwendung von Salpetersäure theuer, umständlich und wegen Operirens in Glasgefässen unangenehm, war früher statt der jetzt üblichen Schwefelsäurescheidung in Ausführung, z. B. in Oker[2]), Kremnitz[3]) und Philadelphia[4]), und erfordert obiges Verhältniss von 1 Gold zu $2^1/_2$—3 Silber zum Gelingen; goldreichere Legirungen machen, weil sonst Silber beim Gold bleibt, ein Zusammenschmelzen mit Silber nöthig, zu goldarme müssen angereichert werden, z. B. durch den Pfannenschmied'schen Process (S. 319).

Modificationen. Zur Umgehung des Zusammenschmelzens einer zu goldreichen Legirung mit viel Silber kann dieses mit 2—3 Thl. Zink geschehen, worauf man die Legirung granulirt, Zink mit verdünnter Schwefelsäure weglöst und das zurückbleibende feinzertheilte Gold und Silber durch Salpeter- oder Schwefelsäure trennt. Petrie[5]) wendet bei terrassenförmig aufgestellten Gefässen den elektrischen Strom beim Fällen des Silbers an. Nach Tribe[6]) findet sich Kupfer in dem Niederschlage, welcher beim Fällen des Silbernitrates durch Kupfer entsteht, in Folge einer Absorption von Luft durch die Flüssigkeit während und nach der Fällung. Beim Einleiten von Kohlensäure während letzterer erfolgt reines Silber.

Anwendung. 2. Scheidung mittelst Königswassers. Dieselbe kommt, seltener im Grossen, als im Kleinen wohl bei silberarmem Golde in Anwendung, mit welchem bei der Quartation viel Silber zusammengeschmolzen werden müsste und aus welchem Schwefelsäure das Silber nur unvollständig ausziehen würde. Das Gold wird aus der Lösung gewöhnlich durch Eisenvitriol regulinisch ausgefällt (S. 315) und das Chlorsilber auf trocknem oder nassem Wege zerlegt (S. 302).

Newton[7]) wendet statt Königswassers ein Gemisch von Natronsalpeter, Kochsalz und Schwefelsäure an, behandelt das Gemenge von Gold und Chlorsilber mit Zink und Schwefelsäure und trennt dann Gold und Silber durch Salpetersäure.

Affination. 3. Scheidung mit Schwefelsäure (Affination). Dieses Verfahren[8]), auf der Löslichkeit des Silbers und der Unlöslichkeit des Goldes in heisser concentrirter Schwefelsäure beruhend, zeichnet sich vor der Quartation durch Wohlfeilheit, Einfachheit und Anwendbarkeit von Legirungen von fast jedem Goldgehalte aus, wenn dieselben durch Raffiniren, Feinschmelzen oder auf nassem Wege gereinigt sind (S. 318).

Je weniger Blei und Kupfer die Legirungen enthalten, um so weniger Säure bedürfen sie beim Lösen; ersteres erschwert die Lösung durch Sulfatbildung und letzteres scheidet sich als wasserfreies Sulfat mit Silbervitriol leicht ab und hüllt Goldtheilchen ein, weshalb bei kupferhaltigem Scheidegut das ausgeschiedene Gold zweckmässig durch heisses Wasser von Kupfersulfat befreit und dann zur Ausziehung des Silberrückhaltes nochmals mit Schwefelsäure behandelt, auch wohl mit goldreichen Legirungen zusammengeschmolzen und so für die Scheidung geeignet gemacht wird. Nach Pettenkofer[9]) erfolgt das feinste Gold, wenn

---

1) Erdm. J. 11. 309. 2) Erdm. J. 9, 74. 3) Lampadius, Hüttenkde. 2. Thl. 2. Bd. S. 144; erstes Suppl. S. 105. 4) Polyt. Centr. 1855, S. 275. 5) Polyt. Centr. 1853, S. 1244. 6) Ber. d. deutsch. chem. Ges. 1872, S. 515. 7) Bgwfr. 15, 749. 8) Kerl, Met. 4, 387. 9) Dingl. 104, 118. Bgwfr. 12, 3.

die Legirung nicht viel mehr als 250 Taus. und nicht viel weniger als 190 Taus. Gold enthält, weil bei mehr Gold dieses zu dicht zurückbleibt und die Schwefelsäure weniger vollständig eindringt, bei zu wenig Gold (z. B. bei 62—31 Taus.) dieses weniger leicht silberfrei wird.

Das Silber muss wenigstens $^2/_3$ der Legirung ausmachen. In der Petersburger Münze ergab sich als das beste Verhältniss 1 Gold zu $2^1/_2$ Silber. 0.075 Proc. Gold in Silber können noch scheidewürdig sein.

Operationen.

Die Goldscheidung kann nachstehende Operationen erfordern:

Verfahren.

a) Granuliren der Legirung.[1]) Einschmelzen in Tiegeln von Graphit (Oker, Freiberg) oder Schmiedeeisen (Poizat's Goldscheidung) oder im Raffinirofen und Eingiessen in dünnem Strahl in kaltes Wasser in einem kupfernen Kessel unter Versetzung des Wassers in kreisende Bewegung mit einem Holzstabe, Trocknen der Granalien in einem erhitzten Cylinder.

Modificationen.

Der Granulirkessel hat zur Erleichterung des Rührens zweckmässig einen kupfernen Losboden mit Loch in der Mitte, durch welches die Granalien auf den Hauptboden fallen. Bei zu heissem Wasser erfolgen keine gute Granalien. Gusseiserne Schmelztiegel statt Graphittiegel wurden zu Oker bei wiederholten Glühungen porös und raubten Silber. Newton[2]) erhielt die Legirung in feinzertheiltem Zustande durch Schmelzen mit 2—3 Thl. Zink, Granuliren und Weglösen des Zinks mit verdünnter Schwefelsäure.

Theorie.

b) Erhitzen mit concentrirter Schwefelsäure. Beim Erhitzen von Goldsilberlegirungen mit concentrirter Schwefelsäure wird ein Theil derselben unter Entwicklung von schwefliger Säure zur Oxydation des Silbers verwandt, während ein anderer Theil Säure sich mit dem gebildeten Silberoxyd verbindet, das Gold aber unberührt bleibt. ($Ag + 2\dot{S} = \dot{A}g\dot{S} + \dot{S}$ oder $2Ag + 2SO_3 = Ag_2SO_4 + SO_2$).

Der Theorie nach sind auf 1 Thl. Silber 0.9 Thle. Schwefelsäurehydrat, in Wirklichkeit 2—$2^1/_2$ Thle. erforderlich, um die entstandenen breiartigen Sulfate in Lösung zu bringen, damit sie die Legirung nicht umhüllen.

Lösegefässe.

Zum Lösen dienen seltener Gefässe von Platin, als von Gusseisen bei grösseren und von Porzellan bei kleineren Productionen.

Platingefässe[3]), von d'Arcet 1802 zuerst angewandt, sind kostspielig herzustellen und zu repariren, nutzen sich durch Reibung der Granalien an den Wänden nicht unbedeutend ab[4]), werden von Schwefelsäure, welche Salzsäure oder Stickstoffverbindungen enthält, angegriffen, sowie in Berührung mit leichtschmelzigen Metallen leicht zerstört und sind deshalb meist durch gusseiserne Gefässe ersetzt (z. B. in der Petersburger und Münchener Münze). Die frühern Gefässe in der Münchener Münze[5]), in ein eisernes Gerüst gestellte Kessel von etwa 260 Mm. Höhe mit Platinhelm, fassten 13—14 Kil. Granalien, der Helm mündete in eine theilweise mit Wasser gefüllte Bleiröhre zur Condensation der übergehenden Schwefelsäure, während die schweflige Säure durch ein Bleirohr in den Schornstein abgeführt wurde. Zuweilen dienen noch Platingefässe zum Auskochen des Scheidegoldes.

Gusseiserne Kessel[6]) widerstehen der Einwirkung kochender concentrirter Schwefelsäure, namentlich bei Abschluss der Luft genügend, wenn das Gusseisen nicht zu graphitisch, sondern feinkörnig, dicht und blasenfrei ist. Durch Einbringen von Kupfer in den Kessel sucht man einen etwaigen corrodirenden Einfluss der Säure zu beseitigen (Frankfurt, Hamburg). Die eingemauerten

---

1) Scheidung in Barrenform ohne Granuliren Mining and scientific Press, San Francisco, Vol. 18, No. 14. 2) Bgwfr. 15, 672. 3) Prechtl, techn. Encykl. 12, 319. Erdm. J. f. pr. Ch. 9, 49. Erdm. J. f. ök. Ch. 4, 411, 424. 4) Petzold, galvan. Versilberung 1842, S. 31. 5) Kerl, Met. 4, 403. 6) Kerl, Met. 4, 408. Erdm. J. 9, 49.

und zweckmässig mit seitlicher Feuerung versehenen Kessel mit einem Fassungsraume für 300—400 Kil. und mehr Silber (in Freiberg z. B. von 944 Mm. Weite und 1.18 M. Tiefe für 420 Kil. Charge) haben einen mit Arbeitsöffnung versehenen Blei- oder Kupferdeckel, auch wohl einen mit Blei überzogenen Holzdeckel mit in eine kleine Condensationskammer mündender bleiernen Abzugsröhre, in welch ersterer etwa mitgerissene Silbertheilchen sich absetzen, bevor die schweflige Säure entweicht. Auch kommen gusseiserne Deckel in zwei Hälften in Anwendung, von welchen die eine mit Gasableitungsrohr auf dem Kessel befestigt ist, während sich die andere wegnehmen lässt (Poizat). Seltener sind emaillirte gusseiserne Kessel von 470 Mm. Höhe und 814 Mm. Bauchweite bei Verengerung nach oben in Anwendung gebracht.

Porzellangefässe gestatten bei geringen Productionen und goldarmem Silber eine reinlichere Arbeit, als Gusseisenkessel, weniger mechanische Verluste, sind billig und bei sorgfältiger Behandlung auch dauerhaft. Okersches Lösegefäss (Fig. 166): *a* gusseiserner Kessel mit Feuerung *b* darunter. *c* Porzellangefäss, 340 Mm. hoch, oben 235 Mm., mitten 340 Mm und unten 288 Mm. weit. *d* eisernes Gerüst mit Handhabe zum Ausheben des Gefässes. *e* Deckel, in Wasserverschluss stehend und mit der Arbeitsöffnung *f* versehen. *g* Wasserverschluss, in welchem das 940 Mm. hohe und 53 Mm. weite Porzellanrohr *h* steht. *i* ins Freie mündendes Bleirohr.

Fig. 166.

Manipulationen.

Die Manipulationen beim Lösen sind folgende: Eintragen der Granalien in die Gefässe, Zusatz der Schwefelsäure auf einmal oder in mehreren Malen (Freiberg), anfangs vorsichtiges Feuern wegen stürmischer Entwicklung von schwefliger Säure; nach dem Auflösen der Granalien, wenn man kein zischendes Geräusch mehr hört und beim Einbringen eines Eisenstabes durch das Deckelloch keine harten Partien am Boden mehr fühlt, Klären der Lösung nach Zusatz von concentrirter oder bei Porzellangefässen von verdünnter Säure und Abkühlen, Trennung der flüssigen Silberlösung vom Gold bei Porzellangefässen (Oker) durch vorsichtiges Abgiessen bei herausgenommenem Gefäss mit oder ohne Kippvorrichtung in eine bleierne Pfanne, bei gusseisernen Kesseln durch Ausschöpfen mittelst eiserner oder kupferner Löffel in kupferne Töpfe, die in einen mit Bleiblech ausgeschlagenen und mit heissem Wasser versehenen Holzkasten entleert werden (Freiberg), oder durch Abhebern, auch wohl Ausfüllen des ganzen teigigen Kesselinhaltes in bleierne Cisternen. Auflösen in Wasser, Verdünnen auf 36° B., Erhitzen zum Sieden durch eingeleiteten Wasserdampf, Abziehen der Silbervitriollösung vom Goldabsatz in eine bleierne Pfanne behuf der Fällung mit Kupfer (Poizat).

Producte.

Als Producte erfolgen: noch mit wasserfreien Sulfaten von Silber-, Kupfer- oder Eisenoxyd verunreinigtes Gold, Silbervitriol und schweflige Säure.

Letztere mit schwefelsauren Dämpfen gemengt, lässt man entweder in einen hohen Schornstein wohl unter Zuführung von Wasserdampf (Frankfurt) entweichen oder lässt sie von Kalkbrei, Wasser u. s. w. absorbiren oder benutzt sie noch, z. B. zur Schwefelsäurebereitung in Bleikammern (Wien), zur Darstellung von Zink- oder Eisenvitriol durch Einleiten in mit Eisen- oder Zinkabfällen und Wasser versehene Behälter[1]) u. a.

Verfahren.

c) Reinigung des Goldes. Zwei- bis dreimaliges Auskochen des Goldes von einer oder mehreren Chargen im Lösegefäss oder in einem kleineren Gefässe von Platin (Augsburg, Petersburg), Gusseisen oder Porzellan, Abgiessen oder Ausschöpfen des Flüssigen, mehrmaliges Auskochen des Rückstandes mit Wasser, dann noch ein- bis zweimaliges Gutkochen des Goldpulvers mit concentrirter Schwefelsäure im gusseisernen Kessel, Auswaschen mit heissem Wasser in einem Porzellantopf, bis das Waschwasser nicht mehr mit Kochsalz auf Silber reagirt, Trocknen des braungelben Goldes auf einem tellerförmigen Gefäss von Graphit auf einem durch eine seitliche Feuerung erhitzten Eisenteller, zweimaliges Glühen des Goldes in einem mit Draht umsponnenen und in einen hessischen Tiegel gesetzten Porzellantiegel (Oker) oder besser in Freiberg in einem kleinen eisernen Tiegel in dem Trockenofen mit saurem schwefelsauren Natron (oder mit $^1/_4$ calcinirtem Glaubersalz und 6—$6^1/_2$ Thln. concentrirter Schwefelsäure auf 10 Thle. Glaubersalz), Auskochen mit Schwefelsäure, Aussüssen nach jedem Kochen mit heissem Wasser, Trocknen des Goldpulvers wie vorhin auf der Graphitscheibe, Schmelzen[2]) mit Salpeter und Borax zur Entfernung der letzten Antheile Blei, Wismuth, Zink u. dgl. in einem Thon- oder Graphittiegel, seltener in einem kleinen Flammofen (Petersburg) unter einer Holzkohlen- oder Knochenmehldecke und Eingiessen des Goldes in angewärmte, mit Unschlitt oder Wachs ausgestrichene Eisenformen.

Seid giesst Gold und Silber in nahezu weissglühende Formen, welche ein allmäligeres Abkühlen gestatten und die Hervorbringung eines feineren Kornes zulassen sollen.

Beseitigung fremder Stoffe.

Nach Pettenkofer[3]) reichert sich der Goldgehalt bis zu 958—960 Taus. leicht an, zur Entfernung des übrigen Silbers genügt ein wiederholtes Kochen mit Schwefelsäure nicht und die letzten 3—4 Proc. Silber müssen grösstentheils durch das sehr wirksame Schmelzen mit saurem schwefelsauren Natron (das Kalisalz ist schwerer löslich und theuer) entfernt werden, wo dann das Product bis 999 Taus. Feingehalt zu bringen ist. Durch das Schmelzen mit Salpeter und Borax oder anderen Oxydations- und Solvirungsmitteln[4]) (Pottasche, Sand, Kupferoxyd u. s. w.), auch mit Quecksilberchlorid (Wien), welches aber schädliche Dämpfe entwickelt und Metallverluste herbeiführt, sucht man der Dehnbarkeit des Goldes schadende Substanzen (Blei, Wismuth, Tellur[5]), Arsen, Antimon u. s. w.) zu entfernen, was aber nicht immer gelingt, da solche Stoffe in Mengen von 0.0005 das Gold erst beim Prägen, aber nicht schon beim vorherigen Glühen und Auswalzen brüchig machen können. Die gründlichste Reinigung von solchen Substanzen findet durch Einleiten von trocknem Chlorgas[6]) nach Miller's Methode mittelst einer beweglichen Thonröhre *a* (Fig. 167) in das in einem mit Borax überzogenen Tiegel *b* flüssig gemachte und mit Borax bedeckte Gold statt, worauf man die in der Schlacke enthaltenen Chlormetalle, insoweit sie nicht verflüchtigt sind (Chlorblei, Chlorantimon, Chlorarsen) vom Gold abgiesst oder Alles in eine Form entleert und nach dem Erkalten die Schlacke ablöst, um darin

---

1) B. u. h. Ztg. 1870, S. 207. Dingl. 193, 172. 2) Funkenfänger in der Goldschmelze zu Irkutsk in Oest. Ztschr. 1872, S. 398. 3) Bgwfr. 12, 4; 13, 180. 4) Polyt. Centr. 1853, S. 1127; 1861, S. 283. Dingl. 205, 536. 5) B. u. h. Ztg. 1868, S. 129. 6) B. u. h. Ztg. 1869, S. 132; 1870, S. 283; 1871, S. 176, 247; 1872, S. 8, 465. Dingl. 188, 251; 197, 43; 205, 535.

enthaltenes Chlorsilber auf galvanischem Wege zu reduciren. 35—45 Kil. Gold lassen sich in 3—5 Min. reinigen mit 4—5 Frs. Kosten für Chlor zu 5000 Kil.

Fig. 167.

a Thonröhre. *b* Thontiegel mit Gold, unter einem Schornstein. *c* Fuchs. *d* Chlorentwicklungsapparat von 120 Lit. Fassungsraum *e* ein 2.5 M. langes, mit dem Salzsäurebehälter in Verbindung stehendes Glasrohr zur Erzeugung des erforderlichen Gasdruckes. *f* Schornsteincanal.

Gold. Ein vollständiger Apparat kostet nicht ganz 500 Frs. In Graphittiegeln muss die Wirkung des Goldes einige Minuten länger fortgesetzt werden, als in Thontiegeln; eine Legirung mit 0.3 Sb, 0.2 Pb, 0.2 Zn, 0.2 Fe, 0.2 Sn, 0.3 As und 0.1 Bi liess sich in 11—12 Min. völlig geschmeidig machen; Goldverlust unbedeutend.

Man wendet das Verfahren auch statt der Affination an, um Silber von Gold zu trennen. — Platin[1]), welches schon in einigen Taus. vorhanden, den Silberrückhalt im Gold erhöht, lässt sich durch Schmelzen des Goldes mit etwa $^1/_{10}$ Salpeter als Platinoxydkali entfernen; die Schlacken sind aber auch goldhaltig, indem das Platin die Oxydation des Goldes begünstigt. Sowohl auf trocknem Wege, als auf nassem[2]) lassen sich Platin und Gold aus den Schlacken ausziehen — Palladium[3]) ist aus Gold mittelst Salpetersäure nach Zusatz von Silber zu scheiden, während sich Osmirid[4]) beim Umschmelzen des Goldes zu Boden begiebt. Durch wiederholtes Umschmelzen des Bodensatzes mit Silber und Absetzenlassen lässt sich ein an Osmirid reiches Product erhalten, aus welchem man durch Schwefelsäure das Silber, dann durch Schlämmen das Gold vom Osmirid trennt. — Tellur[5]), nach Kleinschmidt im Waschgolde in grauen Körnern zuweilen vorkommend, macht das Gold spröde.

Eigenschaften.

Reines Gold hat gegossen 19.30—19.33, zusammengepresst 19.33 und aus Lösungen gefällt[6]) 19.5—20.71 sp. G., schmilzt schwerer als Kupfer (nach älteren Angaben bei 1200°, nach Becquerell bei 1037° C.) und verflüchtigt sich in hohen Temperaturen.[7]) Beim Erkalten zieht sich gegossenes Gold stark zusammen.

1) Bgwfr. 12, 38; 13, 177. B. u. h. Ztg. 1847, S. 710, 845. 2) Bgwfr. 13, 185. Kerl, Met. 4, 396. 3) Polyt. Centr. 1853, S. 1127. 4) Polyt. Centr. 1855, S. 276, 1180. B. u. h. Ztg. 1862, S. 256. Oest. Ztschr. 1857, S. 211. 5) B. u. h. Ztg. 1860, S. 129. 6) Pogg. Ann. 73, 1; 74, 403. Dingl. 158, 416. 7) Kerl, Met. 1, 97.

d) Silberabscheidung aus dem Silbervitriol. Auflösen des Silbervitriols in einer bleiernen auf einer Eisenplatte stehenden und von unten geheizten Pfanne (Oker) oder vortheilhafter in einem mit Blei ausgekleideten Holzkasten unter Dampfzuführung [1]) (Frankfurt, München, Freiberg u. s. w.) bei stetem Rühren (1 Thl. Sulfat löst sich in 88 Thln. kochendem Wasser); Einhängen von Kupferblechen in die auf etwa 70° C. erhitzte Lösung von 25—27° B., bis Kochsalz keine Silberreaction mehr giebt (100 Thle. Silber bedürfen der Berechnung nach zum Fällen 29 Thle. Kupfer und es entstehen 115 Thle. krystallisirter Kupfervitriol); Wegnehmen und Reinigen der Kupferstreifen, Klärenlassen, Abziehen der sauren Kupfervitriollauge mittelst Hebers in ein Reservoir; Absieben des Cementsilbers von Kupferstücken, Auslaugen mit kochendem Wasser in einem Holzfasse mit durchlöchertem Doppelboden (Freiberg) oder in in einander gesetzten Kupfersieben mit dazwischen gelegtem Filtrirpapier (Oker), bis Chlorbarium oder Blutlaugensalz keine Reaction mehr geben; Pressen des Fällsilbers in Leinwand unter einer Schraubenpresse (Oker) oder einer hydraulischen Presse (Frankfurt), wobei zweckmässig der gepresste Kuchen frei aus der Form gehoben wird (Freiberg), Trocknen der Kuchen weniger zweckmässig auf einer erhitzten Eisenplatte (früher Oker) oder in einem Flammofen mit eiserner Herdplatte (Wien), als in einer mit Dampfheizung versehenen Kammer (Frankfurt) oder Glühen in einem eisernen über einer Feuerung liegenden Cylinder (Freiberg); Schmelzen des Silbers in Thon- oder Graphittiegeln bei Flammenfeuerung oder in gusseisernen [2]), seltener schmiedeeisernen [3]) leicht aufblätternden Tiegeln mit oder ohne Salpeter zur Entfernung von Kupfer, Blei, Platin u. s. w., Ausschöpfen des von Schlacke befreiten Metalles in erwärmte, mit Lehmwasser oder Talg ausgestrichene oder mit Gestübbe ausgeschlagene eiserne Pfännchen, welche nach dem Guss mit Deckeln versehen werden. Verfahren.

Als Producte erfolgen: Producte.

a) Feinsilber mit bis 999 Taus. Silber;

b) saure Kupfervitriollauge, welche entweder mit Kupferoxyd, z. B. Kupferglühspahn, gesättigt und auf Kupfervitriol versotten (Oker) oder direct auf Kupfervitriol eingedampft und die saure Mutterlauge davon in einer Bleipfanne, einem Platin- oder gusseisernen Kessel mit Bleihut concentrirt (Wien) und zum Lösen von Granalien benutzt wird.

Zur Umgehung der Kupfervitriol-Bildung empfiehlt Gutzkow [4]) das Silber aus der erhitzten Sulfatlösung durch eine concentrirte heisse Eisenvitriollösung auszufällen.

c) Waschwasser vom Fällsilberaussüssen, zum Verdünnen der frischen Laugen im Silberfällgefäss verwandt.

d) Krätzen und zwar Schlacken vom Silberschmelzen, nach der Zerkleinerung und dem Ausklauben von Silberkörnern zum Schmelzen mit Potasche, Abtreiben des Königs und Zusatz beim Silberschmelzen; Tiegel-Krätzen und Schlacken vom Silberschlackenschmelzen zum

---

1) Bgwfr. 12, 3, 41. 2) B. u. h. Ztg. 1843, S. 406. 3) B. u.h. Ztg. 1853, S. 455; 1864, S. 274. 4) B. u. h. Ztg. 1871, S. 88.

Schmelzen mit Borax und Salpeter oder mit Bleiglätte und Glas, dann Abtreiben des Regulus.

Beispiele.

a) Scheidung in gusseisernen Kesseln.

Freiberg.

Freiberg. Granuliren des in Graphittiegeln eingeschmolzenen goldhaltigen Silbers, Auflösen von 400—420 Kil. Granalien in gusseisernen Kesseln (S. 322) mit gleicher bis doppelter Menge Schwefelsäure während 11—12 Stunden, 10stündiges Klären und Abkühlen, Ueberschöpfen der Lauge mit kupfernen Löffeln in kupferne Töpfe, Ausschütten ihres Inhalts in einen mit etwas erwärmtem Wasser versehenen, mit Blei ausgekleideten Holzkasten, Umrühren, Einsetzen von Kupferblechen, Erhitzen durch Dampf auf 70° C, Absetzenlassen während 10 St. nach der Ausfällung, Abhebern der klaren Kupfervitriollauge in ein Druckfass behuf Transports in die Abdampfpfanne, nochmaliges Klären, Absieben von Kupferblechstücken vom Cementsilber, Auswaschen desselben in einem Fass mit durchlöchertem Losboden, Abfluss des Waschwassers in einen mit Blei ausgeschlagenen Behälter und Benutzung desselben zum Verdünnen der frischen Silberlauge, Pressen des Cementsilbers zu cylinderischen Kuchen (S. 225), Ausglühen derselben in einer gusseisernen Retorte, Einschmelzen des Silbers in Graphittiegeln im Steinkohlenwindofen in Quantitäten von 205—210 Kil., Ausgiessen in gusseiserne mit Talg ausgestrichene Pfännchen, nachdem Granalienprobe zur Bestimmung des Feingehaltes (999 Tans.) genommen, Auskochen des Goldpulvers bei armen Legirungen von 2—3 Chargen mit 50 Kil. Schwefelsäure während 3 St. in einem kleinen gusseisernen Kessel, Klären der Lösung, Ueberschöpfen derselben ins Silberfällgefäss, 3—4maliges Auskochen des Rückstandes in einem kleinem mit Bleiblech

Fig. 168.

ausgeschlagenen Kasten unter Zuführung von Wasserdampf, Behandeln des ersten Waschwassers mit Kupfer und Verwendung der Lauge davon zur Auflösung von geröstetem Kupferstein (S. 295), Benutzung der übrigen Waschwässer zum Verdünnen der concentrirten Silberlauge; zweimaliges Gutkochen des Staubgoldes mit 100 Kil. concentrirter Schwefelsäure in einem besondern gusseisernen Kessel (Gutkochkessel), das erste Mal 8, das zweite Mal 1 St., Auswaschen des Goldes in einem Porzellantopf mit heissem Wasser, Trocknen des braungelben Goldes auf einer Graphitscheibe (S. 225), zweimaliges Glühen desselben mit saurem schwefelsauren Natron in einem kleinen eisernen Tiegel über Steinkohlenfeuerung (S. 225), jedesmaliges Auskochen mit Säure, dann Auswaschen mit Wasser, Trocknen des Goldes und Schmelzen von 5 Kil. mit $^1/_4$—$^1/_8$ Proc. Salpeter im hessischen Tiegel zur Entfernung von Platin, Blei u. s. w., Zerschlagen des Tiegels nach dem Erkalten, nochmaliges Umschmelzen des Goldkönigs in einem kleinen Graphittiegel zur Entfernung der anhaftenden Schlacke und Eingiessen in gusseiserne Formen bei 994 Tans. Feingehalt.

Fig. 168. *A* Gerüst. *a* eiserner Cylinder 248 Mm. hoch und 196 Mm. weit, mit quarrirtem und durchlöchertem Losboden *B*, auf welchen das in Leinewandlappen geschlagene Fällsilber gethan wird. *c* Holzconus mit aufgelegten Brettern *d*, gegen welche die Schraube *e* durch Einstecken eines Pressbengels in die Oeffnung *b* gepresst wird. *f* Röhrchen zum Abfluss der ausgepressten Flüssigkeit.

Aehnliche Methoden sind in **Frankfurt**[1]), **Petersburg**[2]), **Kremnitz**[3]), **Paris**[4]) (**Poizat**), **Augsburg**[5]), **Wien** u. a. in Anwendung.

---

1) Bgwfr. 12, 41. 2) Oest. Zeitschr. 1857, S. 205. 3) Erdm. J. 9, 75. 4) Karmarsch u. Heeren, techn. Wörterbuch 1, 942. 5) Polyt. Centr. 1861, S. 1655. B. u. h. Ztg. 1862. S. 262.

b) Scheidung in Porzellangefässen.

Oker.[1]) Einschmelzen von 35—40 Kil. Brandsilber mit früher 0.2311 bis 0.3512 Proc., jetzt seit Einführung der Schwefelsäureextraction für Schwarzkupfer (S. 298) mit 2.5 Proc. und mehr Gold und Granuliren (S. 321), Lösen von 6 Kil. Granalien in jedem Porzellangefäss (S. 322) mit 14 Kil. concentrirter Schwefelsäure während 5—8 St., nach 2 St. Nachspülen der Wände mit verdünnter Schwefelsäure bei fortgesetzter Feuerung, noch 1stündiges Heizen, Absetzenlassen des Goldes während 5 St., Abgiessen der Silbervitriollösung in eine transportable Bleipfanne, zweimaliges Auskochen des Goldstaubes von mehreren Chargen in einem Porzellangefäss mit Schwefelsäure, Aussüssen, Trocknen, Schmelzen mit saurem schwefelsauren Natron, Auskochen mit Schwefelsäure, Aussüssen mit Wasser, Trocknen, Schmelzen im hessischen Tiegel mit Salpeter und Borax und Ausgiessen in eine erwärmte, mit Wachs ausgestrichene Gusseisenform; Auflösen des Silbervitriols in einer auf einer Eisenplatte stehenden Bleipfanne von 1.778 M. Länge, 0.785 M. Breite und 0.471 M. Tiefe in heissem Wasser bis zur Concentration von 25° B., Ausfällen des Silbers durch Kupferblech während 6—7 St., Abhebern der Kupfervitriollauge und Versieden derselben nach Sättigung mit Kupferasche, Aussüssen des Fällsilbers in Kupfersieben (S. 225), Pressen mit etwas Salpeter zwischen Leinewand in einer mit Handschwengel bewegten Schraubenpresse (Fig. 168), Ausheben des Kuchens aus dem Presscylinder (die Freiberger Presse liefert den Kuchen gleich freistehend), Trocknen, Schmelzen in zuvor stark ausgeglühten gusseisernen mit Reifen umgebenen Tiegeln in Quantitäten von 250 Kil. in 12 St., Ausgiessen in zu bedeckende Formen. Oker.

V. Platin.

136. Platinerze.[2]) Das Platin findet sich nur gediegen, und zwar in Verbindung mit den sogenannten Platinmetallen (Palladium, Rhodium, Osmium, Ruthenium), sowie mit Eisen und Kupfer im Seifengebirge (Platinseife) in Gestalt von Körnern, feinen Blättchen oder Sand, seltener in grösseren Klumpen, und zwar im Gemenge mit Gold, Osmiridium, Titan-, Chrom- und Magneteisenstein, Zirkon, Spinell, Serpentin, Quarz u. s. w. (Brasilien, Peru, Columbien, Californien, Carolina, Haiti, Borneo, Ural); in geringen Mengen in vielen Hüttensilbern, im Gold (im Kongsberger Gold bis 5.5 Proc.), manchen Mineralien u. s. w. Vorkommen.

Während im Seifengebirge eisenschüssiger Quarz, Braun- oder Magneteisenstein auf Gold schliessen lassen, so Serpentin und Chromeisenstein auf Platin. Fast $^{19}/_{20}$ der gesammten russischen Platinproduction (2006 Kil. pro Jahr) liefern die Wäschereien von Nischne Tagilsk am westlichen Abhange des Urals und leitet Aubel[3]) die Bildung des Platins daselbst aus Schwefelkies her. Die mit hohen Kosten verbundene Prägung von Platinmünzen in Russland (seit 1828) ist in Folge des herabgegangenen Handelswerthes des Metalles seit 1845 eingestellt. Seit dem Aufhören der Platinmünzen steht die russische Production ziemlich still und beträgt jährlich zwischen 492—2254 Kil. Werth des Platins etwa $^1/_3$ des Goldes und das Fünffache vom Silberwerth.

---

1) Kerl, Rammelsberger Hüttenprocesse 1861, S. 135. Anh. S. 21. B. u. h. Ztg. 1860, S. 44. 2) Kerl, Met. 4, 421. Muspratt-Kerl, techn. Chem. 2. Aufl. S. 828. Kerl, Repertorium der techn. Literatur 1, 217. Zerrenner, Anleitung zum Gold-, Platin- und Diamantwaschen, Leipzig 1851. 3) B. u. h. Ztg. 1868, S. 392.

Aufbereitung der Platinseifen.

Der Platinsand wird in ähnlicher Weise wie Goldsand verwaschen, das Concentrirte beim Zusammenvorkommen mit Gold (Tagilsk[1]) in eine goldärmere und goldreichere Sorte getrennt, wobei man grössere Platin- und Goldstücke ausklaubt, ein Quantum von 5—13 Kil. in einer Schale von Holz, Eisen oder Porzellan mit Quecksilber zusammengerieben, das Goldamalgam in einen Beutel abgegossen, das durchgelaufene Quecksilber wieder in die Schale gebracht und diese Operation bei goldreichen Geschicken 3—4mal, bei goldärmeren weniger wiederholt, bis kein Gold im Rückstande mehr zu entdecken ist. Dieser geht, nachdem wohl noch Magneteisenstein mit einem Magnete ausgezogen, unter dem Namen Rohplatin mit bis 75 Proc. Platin, z. B. von Russland meist nach England und Frankreich (à Kil. zu etwa 202 Thlr.) in den Handel.

Zusammensetzung des Rohplatins.

Solches Rohplatin[2]) kann als Beimengungen enthalten: Legirungen von Platin, Iridium, Rhodium, Palladium ohne Osmium; Osmirid theils in glänzenden, selten mit Krystallflächen versehenen Platten, theils in kleinen Körnern mit Höhlungen, theils in kleinen graphitähnlichen, leicht abzusiebenden Blättchen; metallisches Eisen, Kupfer, Gold und Silber; Sand aus Quarz, Zirkon, Chromeisen, Titaneisen u. s. w. Ein russisches Rohplatin enthielt z. B. nach Deville 76.4 Platin, 4.3 Iridium, 0.3 Rhodium, 1.4 Palladium, 0.4 Gold, 4.1 Kupfer, 11.7 Eisen, 0.5 Osmirid und 1.4 Sand.

Methoden.

137. Platingewinnungsmethoden.[3]) Während man früher das Platin stets auf nassem Wege in Schwammform abschied und den Schwamm durch Pressen und Schweissen weiter verarbeitete, so haben neuerdings Deville und Debray die Gewinnung des Platins auf trockenem Wege durch Schmelzen kennen gelehrt. Durch Combination beider Methoden lässt sich ein sehr reines Metall darstellen.

Verfahren.

1. Nasser Weg. Das ältere Verfahren in der Petersburger Münze[2]) war folgendes: Zerkleinern des Erzes im eisernen Mörser, Sieben, Erhitzen von 5 Kil. in geräumigen Porzellanschalen auf dem Sandbade mit 8 Kil. Königswasser (3 Thl. Salzsäure von 22° B. und 1 Thl. Salpetersäure von 40° B.), Ausgiessen des Ganzen in Glasgefässe, Abgiessen der Flüssigkeit nach dem Klären und wiederholte Behandlung des Rückstandes mit Säure, so lange sich die Flüssigkeit noch gelb färbt.

Beim Behandeln des Platinerzes mit Königswasser werden aufgelöst: vorwaltend Platin mit Rhodium, Iridium, Palladium, Kupfer, Eisen, etwas Osmium und sehr wenig Ruthenium; der ungelöste Theil enthält vorwaltend Osmirid mit Rhodium, Ruthenium, sowie geringen Mengen Palladium, Iridium, Rhodium und Platin. Diese Platinrückstände benutzt man zur Darstellung der Platinmetalle.[4])

Zusatz von Salmiak und Ammoniak zur schwach sauer bleibenden Lösung, Abgiessen der iridiumreichen Flüssigkeit vom iridhaltigen gelben Platinsalmiak, Auswaschen desselben mit kaltem Wasser, Trocknen, Glühen in Platinschalen, Zerreiben des erfolgenden Platinschwammes, Sieben, Zusammenpressen in einer Eisenform mittelst Schrauben-, hydraulischer oder Kniehebelpresse, am besten einer

1) B. u. h. Ztg. 1871, S. 361. 2) Analysen in Muspratt-Kerl's techn. Chem. 2. Aufl. 4, 831. 3) Muspratt-Kerl's techn. Chem. 2. Aufl. 4, 844. R. Wagner, techn. Studien 1868, S. 52. 4) Muspratt-Kerl, techn. Chem. 2. Aufl. 4, 913. Erdm. J. f. ökon. u. techn. Chem. 14, 319. Pogg. Ann. 33, 99; 40, 209.

Wurfmaschine, Erhitzen der Barren oder Cylinder und schnelles Schweissen bei Weissgluth durch kräftige Hammerschläge. — Eindampfen der Mutterlauge vom gefällten Platinsalmiak zur Erzielung von platinhaltigem Iridsalmiak, Glühen desselben zur Erzielung nutzbarer Legirungen von Platin und Iridium.

Platin für Legirungen. Entfernung v. Iridium.

Solche Legirungen, z. B. mit 10—15 Proc. Irid und bis 30 Proc. Rhodium machen das Platin härter und widerstandsfähiger gegen den Angriff von chemischen Agentien, ohne sich viel schwieriger bearbeiten zu lassen. — Einen Iridiumgehalt entfernt man aus dem Platin durch Digestion des Schwammes mit verdünntem Königswasser, welches das Iridium ungelöst lässt, oder nach Döbereiner[1]) durch Versetzen der auf 35° B. verdünnten Lösung bei Lichtausschluss mit Kalkmilch bis zur schwach sauren Reaction, wobei die Oxyde des Iridiums, Rhodiums, Eisens, Kupfers und eines Theiles Palladiums niedergeschlagen werden sollen, während Calcium-Platinchlorid mit wenig Palladium und Spuren anderer Platinmetalle in Lösung bleibt. Nach Claus und Schneider[2]) schlägt Kalkmilch aber auch einige Procent Platin mit nieder Das von Letzterem angegebene Verfahren der Platinausscheidung ist etwas umständlich.

Modificationen. Verbleiung.

2. Trockener Weg nach Deville und Debray[3]), und zwar a) durch Verbleiung der Erze. Zusammenschmelzen eines Gemenges von 100 Kil. Platinerz mit gleicher Menge Bleiglanz in einem Flammofen mit Mergelherdsohle von 1 M. Länge, 0.5 M. Breite und 0.15 M. Tiefe bei stetem Umrühren unter Bildung einer Bleiplatinlegirung und eines bleiischen Leches, Zusatz von 200 Kil. Glätte bei gesteigerter Temperatur zur Oxydation des Schwefels im Lech, Setzenlassen der Massen, Ablassen der Schlacke, Ausschöpfen der Platinlegirung mit eisernem Löffel von zu Boden gegangenem Osmiridium, welches mit einer neuen Beschickung wieder verarbeitet wird, bis sich das letztere hinreichend angereichert hat,

Fig. 169.

Fig. 170.

A ausgehöhlter gebrannter Kalk zur Aufnahme des Platins *B*, mit Oeffnung *Q* für das Gebläse *E*, ein Platinrohr mit durchlöchertem Knopf, in welchen aus gesonderten Leitungen Leuchtgas und Sauerstoff eintreten. *D* Ausguss. *K* Hülle von Eisenblech für die Kalkstücke, mittelst Handhabe *S* an der Axe *L* behuf des Ausgiessens zu kippen.

1) Erdm. J. 32, 484. 2) Dingl. 190, 115. 3) Dingl. 154, 130.

worauf beim Ausgiessen auf eine schiefe Ebene Osmirid zurückbleibt und Platinbleilegirung abfliesst; Abtreiben der letzteren, wobei sich aber das Blei nicht vollständig entfernen lässt; Schmelzen des bleihaltigen Platins im Kalkofen in einer Sauerstoff- und Leuchtgasflamme (Fig. 169, 170), wobei ein Theil der im Blei vorhandenen Stoffe verdampft (Schwefel, Phosphor, Arsen, Gold, Palladium, Osmium, Silber, der grössere Theil des Kupfers), ein anderer Theil vom Kalk verschlackt wird (Eisen und theilweise Kupfer), während Rhodium und Iridium beim Platin bleiben, welche entweder auf nassem Wege abgeschieden werden müssen oder damit nutzbare Legirungen geben; Ausgiessen der gereinigten Metallmasse bei abgenommenem Deckgewölbe in Formen von Schmiedeeisen, mit Platinblech ausgefüttert, oder von mit Graphit ausgestrichenem Gusseisen, von Gaskohle oder Kalk.

Nach älteren Angaben schmilzt[1]) Platin bei 2524 oder 2600° C., nach Deville bei 2000°, absorbirt in grösseren Mengen geschmolzen Sauerstoff und spratzt, was nach Heräus[2]) nur dann eintritt, wenn im Kalkofen Sauerstoff unter starkem Drucke zugeführt wird. Beim Giessen in mit Platinblech ausgekleidete Schmiedeeisenformen erfolgen bei sorgfältigem Verfahren blasenfreie Güsse. Altes Platin lässt sich durch Umschmelzen im Kalkofen reinigen. Ein Sprödewerden von Platingeräthschaften, z. B. Tiegeln, beim Glühen kann veranlasst werden durch Aufnahme von Silicium und Kohle, durch Entweichen von sich oxydirendem Osmium und durch Molekularveränderungen.

Schmelzen mit Kalk.

b) Durch Schmelzen der Erze mit Kalkzuschlägen. Eintragen des Erzes mit Kalkzuschlag (zur Verschlackung von Eisen, Kupfer, Kieselsäure u. s. w.) in kleinen Portionen durch eine besondere Oeffnung im Gewölbe des Kalkofens jedesmal, wenn die vorhergehende Portion geschmolzen ist, Ausgiessen und Umschmelzen des Platins in einem zweiten, selbst dritten, Kalkofen bis der Kalk nicht mehr angegriffen wird; es erfolgt ein irid- und rhodiumhaltiges Metall.

Lösungs- u. Schmelzprocesse.

3. Combinirter trockner und nasser Weg zur Darstellung reinen Platins. Behandlung des Erzes, alten Platins u. s. w. mit Königswasser, Zersetzung der gebildeten Chloride in der Hitze, Abschlämmen der Metalloxyde vom reducirten Platin, Ausziehen von Palladium aus letzterem durch Salpetersäure und Schmelzen im Kalkofen, wobei nur eine Spur Irid im Platin bleibt; Erhitzen der abgeschlämmten Oxyde mit concentrirter Schwefelsäure, wobei sich Eisen, Kupfer und etwas Palladium lösen und Reduction des Rückstandes im Kohlentiegel unter Platinzusatz zu nutzbaren Legirungen. — Oder: Eindampfen der Lösung des Erzes u. s. w. in Königswasser, Verdünnen mit Wasser, Zusatz von Natron bis zur Ausscheidung eines Theiles Eisenoxyd, Aufkochen mit Spiritus, Absetzenlassen, Fällen mit Salmiak, Glühen des Platinsalmiaks, Schmelzen des Platinschwammes im Kalkofen, Fällen des Palladiums aus der Mutterlauge vom Platinsalmiak durch Cyanquecksilber und der übrigen Flüssigkeit durch Eisen.

---

1) Schmelzöfen: B. u. h. Ztg. 1853, S. 537. Dingl. 127, 114; 206, 283. 2) Dingl. 165, 205. Wagn. Jahresb. 1862, S. 94.

VI. Quecksilber.

138. Quecksilbererze.[1]) Zur Quecksilbergewinnung dient hauptsächlich Zinnober, HgS mit 86.2 Hg, seltener derb als eingesprengt oder als Anflug. Zinnober.

Vorwaltend im Uebergangs- und Steinkohlengebirge (Idria, Almaden, Peru[2]), meist auf Lagern und dann frei von anderen beibrechenden Erzen, mit Ausnahme von Eisenerzen und Schwefelkies, weniger auf Gängen; seltener in älteren oder jüngeren Formationen (in Californien in der Kreide, zu Vallalta in Venetien als Imprägnation in verschiedenen Gesteinen, in Toskana zu Ripa in Talkschiefer), zuweilen im Gemenge mit Bitumen und an Phosphorsäure reichen erdigen Bestandtheilen (Quecksilberlebererz und, wenn krummschalig, Korallenerz.[3])

Je nachdem der Zinnober mehr oder weniger derb vorkommt, wird derselbe nur durch Handscheidung oder durch Siebsetzen, Klauben, Nasspochen und Verwaschen aufbereitet. Der mechanischen Verluste bei der Aufbereitung wegen unterwirft man Erze mit sehr fein eingesprengtem Zinnober, z. B. noch mit $^1/_2$ Proc. Quecksilber, direct der Verhüttung.

Von untergeordneter Bedeutung sind Gediegen Quecksilber und manche Fahlerze[4]) (S. 106) mit 0.5—18 Proc. Hg. Gediegen Quecksilb. Fahlerz.

Spanien producirte 1865 aus 164.251.00 Kil. Erzen 1078300 Kil. Metall; Californien aus 16 Mill. Kil. Erz $1^4/_5$ Mill. Kil. Metall; Italien in 1864 aus 300000 Kil. Erz 6000 Kil. Metall; Agordo lieferte in 1861 44.608.00 Kil. Erz. Durchschnittliche jährliche Production 3.190.000 Kil. Production.

139. Quecksilbergewinnungsmethoden.[5]) Dieselben bezwecken die Abscheidung des Schwefels aus dem Zinnober in erhöhter Temperatur entweder durch Oxydation (Röstung) ($HgS + 2O = Hg + SO_2$), oder denselben bindende Zuschläge, wie Kalk, Eisenhammerschlag u. s. w. ($4HgS + 4CaO = 4Hg + 3CaS + CaSO_4$) wobei das frei gewordene Quecksilber, welches bei 360° C. siedet, abdestillirt und in Condensationsräumen verdichtet wird. Das Quecksilber hat 13.596, sein Dampf 6.9—7.0 spec. Gew. Dasselbe wird von Staub mittelst Pressens durch Leder oder ein nasses Tuch oder Auslaufenlassen aus einer spitzen Papiertüte, von beigemengten Metallen (Zinn, Zink, Wismuth u. s. w.) durch wiederholte Destillation oder Behandlung mit Säuren gereinigt. Zweck. Destillationsproducte.

Als Nebenproducte erfolgen Destillationsrückstände, welche meist abgesetzt werden, und Stupp[6]) (Quecksilberschwarz, Quecksilberruss), ein an den Wänden der Condensatoren anhaftendes Gemenge von feinzertheiltem, zerschlagenem Quecksilber mit Zinnober, Calomel, Russ, Quecksilberoxyd u. s. w., aus welchem sich durch Drücken auf einer schiefen Ebene mit einer Krücke in feuchtem Zustande, namentlich bei Zusatz von Asche, noch metallisches Quecksilber auspressen, sowie durch Verwaschen des Rück-

---

1) Preuss. Ztschr. 10, 361, 386. Berggeist 1865, No. 82. B. u. h. Ztg. 1866, S. 120; 1872, S. 318. Chevallier, exposit. univers. de 1867 à Paris, Tom. 5, p. 155. 2) Bullet. de la soc. d'encouragem. 1868, p. 598. 3) Oest. Ztschr. 1870, No. 45. B. u. h. Ztg. 1871, S. 130. 4) B. u. h. Ztg. 1865, S. 369; 1868, S. 359. 5) Muspratt-Kerl, techn. Chem., 2. Aufl. 4, 947. Kerl, Repertor. d. techn. Literatur 2, 240. 6) Vom Slavischen stupa-Staub.

standes auf Schlammgräben und Destillation der dabei erfolgenden Abfälle noch Quecksilber gewinnen lässt (Idrianer Stuppofen.[1])

Der von Wagner[2]) empfohlene nasse Weg — Schwefelquecksilber aus armen Erzen durch Sulfhydrate der Alkalimetalle auszuziehen, aus der Lösung durch Salzsäure das Quecksilbersulfuret abzuscheiden und dieses dann mit Soda zu zersetzen — scheint Eingang in die Technik nicht gefunden zu haben.

1. Capitel. Zersetzung des Zinnobers durch Zuschläge.

Anwendbarkeit.

140. Allgemeines. Dieses nur bei reicheren Erzen und geringerer Production anwendbare Verfahren ist theurer wegen Mehraufwand an Zeit, Löhnen und Brennmaterial, sowie des Erfordernisses einer weiteren Erzzerkleinerung und von Zuschlägen, als die Röstung, und liefert reichere Rückstände, gestattet aber bei continuirlichem oder discontinuirlichem Betriebe eine vollständigere Condensation der nicht mit heissen Röstgasen vermengten Quecksilberdämpfe und gesundere Arbeit.[3]) Als Zuschlag dient meist gebrannter Kalk.

Nach vergleichenden Versuchen in Californien[4]) müssten aus demselben Erz bei der Destillation mit Zuschlägen 1½ Proc. Quecksilber mehr erfolgen, als in Schachtöfen, wenn man nach beiden Methoden gleich billig arbeiten wollte. Die Grösse des Condensators muss mit der Menge der in einer gewissen Zeit entwickelten Quecksilberdämpfe, also mit der Grösse der Erzchargen und deren Metallgehalt in Verhältniss stehen.

Verfahren.

141. Discontinuirlicher Betrieb. Es erfolgt das Erhitzen des Erzes mit Zuschlägen in eisernen oder thönernen, mit Vorlagen versehenen Retorten (Fig. 171) und der Ofen muss nach jeder Charge sich abkühlen.

Fig. 171.

a Rost. *b* Aschenfall. *c* Füchse. *d* eiserne, auf Eisenstangen *e* aufliegende Bögen, welche mittelst Kreuzeisen das Ofengewölbe halten und dessen Druck gegen die Seitenmauern schwächen. *f* 30—60 eiserne oder thönerne Retorten. *g* auf eisernen Unterlagen *h* ruhende irdene Vorlagen, theilweise mit Wasser gefüllt und an die Retorten lutirt.

Beispiele. Pfalz.

Rheinbaiern[5]) Erhitzen von 20 Kil. reichem, 20 Kil. armem Erz und 8—9 Kil. gebranntem Kalk während 10 St. in 942 Mm. langen und 418 Mm. weiten Eisenretorten mit 366 Mm. langen und 210 Mm. weiten Thonvorlagen. Auf 1 Quecksilber kommen 80—120 Erz und 20 bis 30 Steinkohlen. Betrieb eingestellt wegen Erzmangels.

---

1) B. u. h. Ztg 1867, S. 34. Kerl, M. 2, 806. 2) Wagn. Jahresb. 11, 214. 3) Schädlichkeit der Quecksilberdämpfe: B. u. h. Ztg. 1868, S. 139; 1869, S. 329, 438; 1871, S. 331; 1872, S. 304. Oest. Ztschr. 1872, S. 240. Pappenheim, Sanitätspolizei 2, 531, 797. Kerl, Met. 2, 792. 4) Berggeist 1863, S. 342. 5) Kerl, Met. 2, 809.

Horzowitz.[1]) Mit ¼—⅜ Eisenhammerschlag beschickter Zinnober wurde früher in Glockenöfen (Fig. 148) in Quantitäten von 25 Kil. Erz und 12.5 Kil. Hammerschlag 30—36 St. geglüht.

142. Continuirlicher Betrieb. Zur Aufnahme der Beschickung dienen horizontal über einer Feuerung liegende, seltener stehende gusseiserne Röhren, an der Hinterseite mit einem dichten Verschluss versehen, der beim Chargiren und Ausräumen der Rückstände entfernt wird. An der Vorderseite treten die Quecksilberdämpfe in kastenförmige Wassercondensatoren. Wohlfeilere und grössere Production sind Vortheile gegen den discontinuirlichen Betrieb. Der üblichste Ofen ist der Ure'sche (Fig. 172) mit horizontalen festliegenden Röhren oder Retorten. Verfahren. Vortheile. Destillirofen.

Fig. 172.

r Vordertheil der Retorten, aus welchen durch die Röhren s die Quecksilberdämpfe in den mit Wasser i gefüllten gusseisernen Condensator c von 0.28 M. Länge und 470 Mm. Weite treten. m Wasserventil zur Sicherheit gegen Explosionen. p hölzerner Trog, beständig mit Wasser gespeist und nach der einen Seite hin geneigt zum Abfluss des Quecksilbers durch die stehende Röhre k in den mit Schwimmer versehenen Kasten o. y Schale mit Quecksilber, in welche die Röhre k des Abschlusses wegen eintaucht. Der Schwimmer giebt den Stand des Quecksilbers im Kasten an.

Bei Oefen mit langsam rotirenden Retorten in Californien findet eine gleichmässigere Erhitzung und ein bequemerer Abzug der Quecksilberdämpfe statt. In Rheinbaiern hat sich Ure's Ofen nicht bewährt; namentlich war die Condensation der Dämpfe mangelhaft, es trat eine Spannung derselben ein, das Lutum hielt nicht und die Dämpfe traten in die Hütte.

Landsberg (Rheinpfalz.[2]) Jede Retorte verarbeitete eine Ladung von 250 Kil. in 3 St. Beispiele. Pfalz.

Neu-Almaden und Neu-Idria in Californien.[3]) Erhitzen von 200 Kil. Erz mit 40 Proc. Quecksilber und 300 Kil. gebranntem Kalk während 21—32 St. in liegenden Röhren mit 100 Holz auf 100 Erz. Condensiren des Quecksilberdampfes in einem vertikalen konischen Recipienten, äuserlich durch tröpfelndes Wasser gekühlt; zeitweiliges Ablassen des Quecksilbers aus der Spitze des Recipienten durch eine Pipe. — Stehende Retorten von 2.5 M. Länge verarbeiten in 4 St. 63 Kil. mit Kalk vermengt; rotirende Retorten von 941 Mm. Länge und 785 Mm. Weite dieselbe Menge in 2 Stunden. Neuerdings Rösten in Schachtöfen. Californien.

Zalathna (Siebenbürgen.[4]) Drei gusseiserne Cylinder von 1.26 M. Länge und 262 Mm. Durchm. mit 1.2 M. langem und 0.63 M. breitem Rost; Beschickung mit 25—30 Proc. Kalk in 2½—3 St. abdestillirt; Austreten der Quecksilberdämpfe durch 3 Knieröhren in einen von Wasser umgebenen luftdichten hölzernen Kasten von 2.5 M. Länge, 314 Mm. Weite und 235 Mm. Höhe für je 3 Röhren; Abfluss des Quecksilbers aus einem Zapfloche am tiefsten Puncte des nach der Mitte und der einen Seite zu geneigten Bodens. Zalathna.

2. Capitel. Zersetzung des Zinnobers durch Röstung.

143. Allgemeines. Dieses Verfahren gewährt vor dem vorigen die Vortheile grösserer Wohlfeilheit, grösserer Production, eines ge- Verfahren.

1) Kerl, Met. 2, 811. 2) Ebend. 2, 811. 3) Kerl, Met. 2, 812. B. u. h. Ztg. 1863, S. 59; 1865, S. 137; 1872, S. 316. 4) Oest. Ztschr. 1856, S. 391 (mit Zeichn.).

ringeren Aufwandes an Zeit und Brennmaterial, gestattet aber keine so vollkommene Condensation der Quecksilberdämpfe, weil die heissen, die Condensationsräume gleichzeitig mit den Quecksilberdämpfen passirenden Röstgase Zug hervorbringen.

Condensatoren.

Auf den Quecksilberverlust ist die Einrichtung der Condensatoren von wesentlichem Einflusse und haben vor in einander gesteckten bauchigen Thongefässen (Aludeln) und Condensationskammern von aussen durch Wasser gekühlte gusseiserne (Idria), namentlich aber hölzerne Röhren (Vallalta) den Vorzug erhalten.

Die gemauerten Kammern erfordern viel Raum, sind kostspielig herzustellen und saugen viel Quecksilber ein, z. B. zu Neu-Almaden an 2000 Kil., bevor überhaupt Quecksilber erfolgt. Die Boden der Kammern sind zweckmässig muldenförmig mit Neigung nach einer Seite oder sie entlassen durch Röhren am tiefsten Punkte der Mulde das Quecksilber in ein unter dem Boden befindliches Gefäss (Castellazzara). Gusseiserne Röhren werden von den sauren Dämpfen stark angegriffen, während sich hölzerne seit 12 Jahren zu Vallalta hinsichtlich Dauer, Wirkung und Dichtigkeit, so dass kein schädlicher Einfluss auf den thierischen und pflanzlichen Organismus stattfand, wohl bewährt haben. Dieselben sind aus in einander gesteckten konischen Stücken hergestellt und deshalb leicht zugänglich. Bei zu weiten Röhren bleiben die Quecksilberdämpfe in deren Mitte zu heiss, bei zu engen Röhren fehlts an Zug. Legt man dieselben ganz unter Wasser, so erfolgt zwar die Condensation vollständiger, aber schadhaft werdende Stellen lassen sich schwieriger, zuweilen nur bei Unterbrechung des Betriebes ausbessern.

Zur möglichst vollständigen Verdichtnng der Dämpfe sind noch folgende Mittel angewandt:

Einleiten von Wasserstrahlen in die Kammern (Castellazzara), Einleiten der Dämpfe in Canäle mit fliessendem Wasser. Am wirksamsten hat sich zu Vallalta das Ansaugen der Dämpfe, nachdem sie Condensationskammern und gekühlte Holzröhren passirt haben, aus dem Schornstein durch ein Wassertrommelgebläse erwiesen, welches einen gleichmässigen Zug und Regulirung des Luftzutrittes, in Folge dessen die Vermeidung einer Ueberhitzung gestattet; die Tension der Dämpfe geht etwas über Atmosphärendruck. Formhals saugt die Dämpfe mittelst Cagniardelle durch ein von Kühlwasser umgebenes stehendes Röhrensystem und treibt sie dann noch durch eine Wassersäule.

Brennmaterialverbrauch.

Je ärmer das Erz, um so mehr Brennmaterial ist erforderlich, was wieder zu grösseren Quecksilberverlusten durch grössere Hitzeerzeugung führt.

Röstapparate.

Als Röstapparate dienen seltener Stadeln, meist Schachtofen mit continuirlichem oder discontinuirlichem Betriebe, zuweilen Flammöfen und Muffelöfen für Erzklein.

Anwendbarkeit.

144. Röstung in Stadeln. Dieses nur für quecksilberhaltige Fahlerze, welche behuf der Kupfergewinnung zu rösten sind, angewandte Verfahren gestattet ein nur unvollkommenes Ausbringen von als Nebenproduct erfolgendem Quecksilber.

Beispiel. Ungarn.

Ungarn (Altwasser, Iglo, Szlana, Stefanshütte).[1]) Aufschichten in runden Stadeln (S. 168), zu unterst 105 Mm. hoch Erzklein, 620 Mm. Holz. 156 Mm. Holzkohle, dann schon einmal geröstetes noch quecksilberhaltiges Erz

1) Kerl, Met. 2, 794. B. u. h. Ztg. 1865, S. 369.

zu oberst frisches Fahlerz in Stücken und darüber Graupen, im Ganzen 50000 Kil. Masse 580—630 Mm hoch; Schornstein in der Mitte des Haufens, durch welchen der Rost angezündet wird; Wegräumen nach dem Ausbrennen (nach 4 Wochen) und etwas Erkaltenlassen der obersten mit Quecksilbertröpfchen imprägnirten Erzlage, Waschen in Setzsieben, wobei sich Erzklein und Quecksilber auf der Sohle des Bottichs sammeln, Trennung beider in Handsichertrögen in mit Aetzkalk versetztem Wasser (ohne Aetzkalk wird das Quecksilber stark kupferhaltig), sehr langsames Abdestilliren des Quecksilbers in eisernen Retorten, wobei gold- und kupferhaltiges Silber nebst Erzstaub zurückbleibt; Ausbringen von 94 Proc. des durch die Probe gefundenen Quecksilbers bei Erzen mit 1.63 Proc. Gehalt.

Anwendbarkeit Zinnober.

145. Röstung in Schachtöfen. Letztere kommen am häufigsten und zwar für Zinnober-Erze in Stückform bei grösseren Productionen in Anwendung. Erzklein wird entweder in Flammöfen zugutegemacht oder auf gusseisernen Schüsseln (Casetten), auch mit Thon oder Vitriollauge zu Stöckeln geformt in den Schachtofen gebracht. Zur Condensation der Dämpfe dienen die oben (S. 334) erwähnten Einrichtungen.

Damit möglichst wenig Quecksilber ins Erdreich eindringt, stellt man die Oefen zweckmässig auf doppelte Bögen von Backsteinen und auf diesen liegen Eisenplatten. Man hat bei alten Oefen gefunden, dass das Quecksilber 8—9 M. tief in den Erdboden eingedrungen war.

Es lassen sich unterscheiden:

Ofenbetrieb.

1. Schachtöfen mit discontinuirlichem Betriebe. Dieselben haben entweder eine Feuerung mit oder ohne Rost im unteren Ofentheil (Leopoldiöfen) oder sind den Ziegelöfen ähnlich mit seitlicher Feuerung und durchbrochenem Ständer versehen, wobei aber die von letzterem entfernter liegenden Erze weniger vollständig zerlegt werden (Neu-Almaden). Durch das Abkühlenlassen nach jedem Brande geht viel Zeit und Brennmaterial verloren und bei dem Wechsel der Temperatur werden die Kammerwände rissig und lassen Quecksilberdämpfe durch, namentlich die Wände der dritten Kammer. Die Destillation ist beendigt, wenn eine durch eine Oeffnung in der Decke der ersten Kammer eingebrachte Goldmünze keinen Quecksilberanflug mehr zeigt (Mieres).

Beispiele. Almaden.

a) Aludel- oder Bustamenteöfen zu Almaden in Spanien[1]) (Fig. 173, 174). Erhitzen des Ofens mit 10000—12000 Kil. Erz durch Holz-

Fig. 173.

1) Kerl, Met. 2, 798. Preuss. Ztschr. 10, 361. B. u. h. Ztg. 1863, S. 269; 1867, S. 13; 1872, S. 465. Rev. univ. 1871, Tom. 29, No. 1. Ann. d. min. 1873, Tom. 1, p. 440.

feuerung, in der unten zu *a* führenden Oeffnung am ersten Tage während 10 St., Umrühren der glühenden Kohlen am folgenden Morgen, Abkühlenlassen am dritten

Fig. 174.

Tage und Ausräumen der Rückstände am vierten Tage; Condensation der Quecksilberdämpfe in den mittelst eines Gemenges von Asche und Wasser gedichteten Aludeln, Abfluss des Quecksilbers aus einem kleinen Loche im Bauche derselben in Rinnen der Aludelunterlage (Aludelplan) nach einer Hauptquerrinne. Mangelhafte Condensation, mühsame ungesunde Arbeit; leichte Zerbrechlichkeit der Aludeln.

Fig. 175.

Fig. 173, 174. *a* Ofenschacht, 8—10 M. hoch und 2 M. weit, mit durchbrochenem Gewölbe in der Mitte zur Aufnahme der Casetten. *b* sechs Fuchsöffnungen mit 2 Condensationskammern *c* in Verbindung und diese durch in einander gesteckte lutirte Thongefässe (Aludeln) (Fig. 175) von 470 Mm. Länge, 262 Mm. Weite im Bauche und 157 Mm. Weite an der Mündung mit Kammern *e* in Communication, von deren Decke Wasser herabträufelt.

Idria. b) Idrianer oder Leopoldiöfen (Fig. 176). Aeltere Oefen zu Idria (Krain[1]). Feuerung während 10—12 Stunden, Erkaltenlassen 5—6 Tage; Charge pro Woche 49000—58800 Kil.; Ausbringen von 2.36 Proc. aus Erzen mit 3.26 Proc. Hg, Ausbringen etwa 1 Proc. geringer als in Aludelöfen, dagegen Kosten der Destillation billiger.

Fig. 176.

Fig. 176. *a* Feuerung. *b* durchbrochene Gewölbe in dem 9.5 M. hohen Ofen, die unteren zur Aufnahme gröberer Erze, die oberen für kleinere und für Casetten. *r* Condensationskammern. *h* Esse. *i* Abzugscanal. *s* und *p* Räume, aus welchen durch Canäle Luft in den Schacht tritt. Fall der Sohle in den Kammern nach einer Seite, von wo das Quecksilber in einer Rinne nach einem steinernen Troge abfliesst.

Die Franzöfen für Schliege fassen auf 3 Etagen an 1800 Casetten mit 20 Kil. Schlieg. Neuerdings sind in Anwendung: für Stückerze Hähnerofen, für Erzklein Flamm- und Doppel-Muffelöfen.

Almaden. Almaden.[2]) Kreisrunde Oefen mit nur einem durchbrochenen Gewölbe (statt mehreren in Idria) mit 6 Condensationskammern von 9.5 M. Länge und 3.8 M. Weite; Fassungsraum $2^1/_2$mal so gross als bei den Aludelöfen. Charge pro Woche 25875 Kil.

Pellet's Verfahren[3]) einer continuirlichen Destillation und der Condensation der Quecksilberdämpfe unter Wasser soll sich bislang nicht bewährt haben.

Mieres. Mieres (Nordspanien[4]). Oefen mit 8 statt 6 Condensationskammern und für 12500 Kil. Erze mit $^1/_2$ Proc. Hg, mit Rostfeuerung für Steinkohlen, Feuern

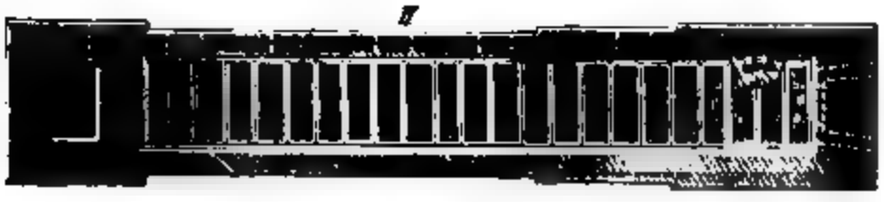
1) Karl, Met. 2, 796. 2) Ebend. 2, 799. B. u. h. Ztg. 1867, S. 13 u. 34. Monit. scientific, 1868, S. 771; Bullet. de la soc. d'encouragem. 1868, S. 598. 3) B. u. h. Ztg. 1873, S. 61. 4) B. u. h. Ztg. 1867, S. 14, 34.

während 12 St., $3^1/_2$—4tägiges Erkaltenlassen des Ofens. Abfegen des Stupps alle 40 Tage.

Neu-Almaden[1]) (Californien). Erhitzen von Zinnober mit Kalk in 2.2 M. langen, 1.3 M. breiten und 1.6 M. hohen Oefen mit seitlicher Feuerung und 8—9 Condensationskammern, zuletzt eine hölzerne Tröpfelkammer. 60stündiges Feuern, 48stündiges Abkühlen. Ausbringen von 25 Proc. aus 40proc. Erzen. Californien.

2. Schachtöfen mit continuirlichem Betriebe. Dieselben zeigen die Nachtheile der discontinuirlich gehenden Oefen weit weniger, wenn sie mit zweckmässigen Condensatoren versehen sind. Wie bemerkt (S. 334), können mit Wasser gekühlte Holzröhren und Kammern eine vollständigere Condensation der Quecksilberdämpfe gestatten (Vallalta), als Kammern allein (Idria, Castellazzara, Ripa). Durch Saugvorrichtungen (in Vallalta und Californien resp. Wassertrommeln und Cagniardellen) wird die Regulirung des Zuges ermöglicht. Als Muster für solche Schachtöfen gilt der Idrianer Hähnerofen[2]) mit rundem Querschnitt (Fig. 177—179), aus dem rechteckigen Ofen von de Cossigny hervorgegangen. Vorzüge.

Fig. 177 u. 178. Fig. 179.



a Ofenschacht von 11 M. Höhe und 1.2 M. Durchm. *b* geneigter beweglicher Rost zum Entlassen der abgebrannten Erze in auf der 1.7 M. darunter befindlichen Schienenbahn *c* bewegliche Wagen. *f* Chargirtrichter, 1.8 M. hoch, unten 0.5, oben 0.8 M. weit. *g* mit Schieber verschliessbarer Fuchs von 0.6 M. Höhe, in fünf 5.65 M. hohe, 1.8 M. breite und 2.2 M. lange gemauerte Kammern mit eiserner, wassergekühlter Decke (Fig. 178) mündend. *d* und *e* Abtheilungen in der 1.9 M. langen und 1.2 M. weiten Esse mit abwechselnd übereinander liegenden Tropfböden bei Zufluss von kaltem Wasser.

Idria.[3]) Aufgeben von abwechselnden Lagen von Erz und Holzkohle alle $1^1/_4$ St. und theilweises Wegziehen der Roststäbe zur Entlassung des abgebrannten Erzes in Wagen. Quecksilberverlust 1.21 bei Erzen mit 3.11 Proc. Hg, so dass auf 100 Erz 1.9 Proc. verloren gehen. Ablassen des Quecksilbers von den muldenförmigen und nach einer Seite hin geneigten Kammerböden durch Oeffnungen in einer Seitenwand. Beispiele. Idria.

1) Kerl, Met. 2, 800. B. u. h. Ztg. 1863, S. 52, 87; 1868, S. 267; 1873, S. 318. Preuss. Ztschr. 11, 390. Revista minera 1867, Bd. 18, No. 405. 2) Bulletin de la soc. de l'industr. minérale, St. Etienne 2, 393. 3) Ebend. S. 393. Schädlichkeit des Rauches, in Kärthner Ztschr. 1873, S. 34.

Ripa. Ripa (Toskana) [1]) Tägliches Durchsetzquantum 4000 Kil. Erz mit 4 Proc Kohle bei 0.25—0.3 Proc. Ausbringen an Quecksilber aus dem Erz.

Castellazara. Castellazara (Toskana).[2]) Hähnerofen von 2.2 M. Höhe über dem Roste und 0.4 M. Weite mit seitlicher Chargiröffnung von 0.18 M. Weite. Aschenfall 1 M. hoch und 0.58 M. weit. Fuchs von 1.2 M. Länge und 0.16 M. Höhe mit 3 Kammern von 2 M. Höhe und 0.75 M. Weite communicirend, mit Röhren zur Abführung des Quecksilbers am muldenförmigen Boden; Abzug der Gase und Dämpfe aus der dritten Kammer 0.4 M. über dem Boden durch einen 7 M. langen und 0.3 M hohen, theilweise mit Wasser gefüllten Canal in eine 1 M. weite und 1.5 M. hohe Condensationskammer, in welche an der Mündung des Canals Wasserstrahlen einspritzen und welcher einmal mit einer 0.16 M. weiten Esse, dann mit einem 0.4 M. hohen, mit Schieber versehenen Canal communicirt, durch welchen die den Gang der Destillation störende Kohlensäure entlassen werden kann. Verarbeitung von Erzen mit nur 3—4 Taus. Quecksilber, sowie von zu Kugeln geformten, zinnoberarmen thonigen Erden.

Vallalta. Vallalta (Venetien.)[3]) Erze mit durchschn. 0.446 Proc. Hg, Ausbringen 0.346, Verlust 0.10 Proc. des Erzes. Erze mit $^1/_6$ Proc. Hg sind noch zu verarbeiten. Hähnerofen (Fig. 180) mit eisernen und hölzernen Condensationsröhren;

Fig. 180.

a Ofenschacht von 6.5 M. Höhe und 1.2 M. Durchm., früher mit horizontalem, jetzt mit 20° geneigtem Rost von 5 Stäben von 1.6 M. Länge mit 0.05 M. Zwischenraum; Aschenfall 2.2 M. hoch und 1.3 M. breit. *b, c, e, f, g, i, k* Condensationskammern von 160 Cbm. Inhalt. *d* und *h* drei Holzröhren von 1 M. Durchm. und 15.4 M. Länge mit 5° Neigung und von oben mit Wasser betröpfelt, 5 Cm. dick, bei konischer Form der einzelnen in einander gesteckten Röhrenstücke und mit Holzkeilen geschlossenen Fugen; Länge der Eisenröhren im Gemäuer 1.4 M., Schornstein 10 M. hoch, oben 0.3, unten 0.25 M. weit. *l* Holzröhren zur Abführung der Gase nach dem mit dem Wassertrommelgebläse *p* in Verbindung stehenden Raume *m*. *q* Saugrüssel des Gebläses. *o* Abfallröhre.

Aufgeben von Chargen von 480—560 Kil. Erz mit 2 Proc. Brennmaterial alle $1^1/_4$ St., täglich 9120 Kil. Erz; $^1/_3$ der Charge sind Stöckel, mit Schwefelsäure haltigem Wasser, welches bei der Condensation erfolgt, angefeuchtet.

Californien. Californien.[4]) Ofen von 6.3 M. Höhe und 1.3 M. Weite bei Chargen von Erz und Holz, wobei der Kalkgehalt des ersteren zur Austreibung des Queck-

1) B. u. h. Ztg. 1854, S. 419. Bull. c. l. p. 383, 390, 401. 2) Bull. c. l. p. 383, 390, 401. Kerl, Met. 2, 803, Taf. 8, Fig. 223. 3) Oest. Ztschr. 1862, S. 195. Kerl, Met. 2, 803. B. u. h. Ztg. 1864, S. 284; 1868, S. 32. Engin. and mining Journ., New-York 1872, Vol. 14, No. 11 u. 12. (Mit etwas modificirter Zeichnung.) 4) Berggeist 1862, S. 341. B. u. h. Ztg. 1871, S. 436; 1872, S. 318.

silbers mit beiträgt; Ableiten der Quecksilberdämpfe in einem eisernen Rohre unter einem Winkel von 40° auf einen Wasserspiegel, von da durch einen 94 M. langen, mit Cement ausgekleideten, 20° ansteigenden Canal, in welchem Wasser herabfliesst, in einen Schornstein; Ableiten der Dämpfe nach Formhals in einen mit einer Cagniardelle versehenen abgeschlossenen Raum, nach dem Passiren desselben noch in einen zum Theil mit Wasser gefüllten Behälter, von da in einen Schlot.

146. Röstung in Flammöfen. Dieselbe ist für Erzklein in Anwendung gebracht, wo man dasselbe nicht angebatzt oder auf

Anwendbarkeit.

Fig. 181.

Fig. 182.

I

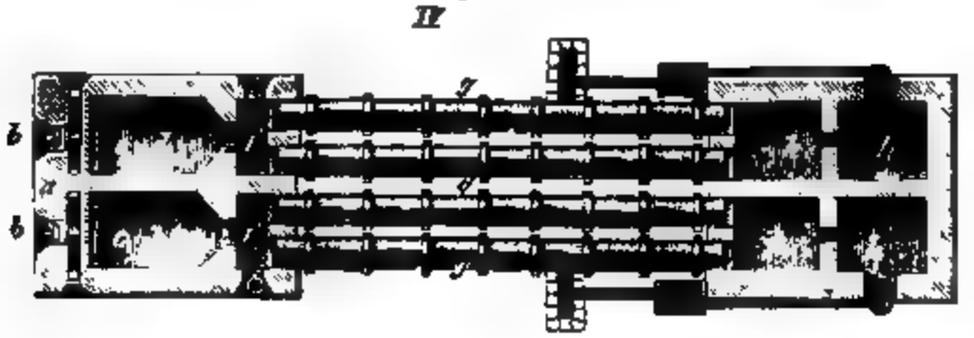
Fig. 183.

II

Fig 181—184. *a* Rost. *b* Arbeitsöffnung. *c* Schlitz zur Aufnahme des ausgebrannten Erzes beim Ausräumen (Brandgasse). *d* Herd, 4 7 M. lang und 2.6 M. breit. *e* Fülltrichter. *f* Vorkammer. *g* zwei neben einander laufende, aus mehreren Stücken zusammengesetzte Röhren von 0 94 M. Durchm. und 13 M. Länge, von aussen mit Wasser betröpfelt. *i* desgl. *h* Kammern. *k* Esse, nach oben durch Ziegelwände in die Abtheilungen *l m n* getheilt. *o* Ausgang in die Atmosphäre.

Fig. 184.

II



Casetten in Schachtöfen bringt. Als Beispiel gilt der Idriaher Albertiofen (Fig. 181—184), welcher zu Vallalta[1]) wegen grossen Holzverbrauches und schädlicher Wirkung der Quecksilberdämpfe auf Arbeiter und Vegetation sich nicht bewährt hat.

Beispiel. Idria.

Idria.[2]) Chargiren von 2250 Kil. Erzklein mit $^3/_4$—1 Proc. Hg, Ausbreiten 10—11 Cm. hoch, Feuern bei geschlossener und lutirter Arbeitsöffnung, bis die erste Hälfte des Herdes glühend geworden, theilweises Abgehenlassen des Feuers, Umschaufeln des glühenden Erzkleines 5—6 Min. lang, Schliessen der Arbeitsthür, Verstärkung des Feuers während 20 Min., bis das gewendete Erz der erstern Hälfte glühend geworden, Ausziehen des Erzes vom ersten Drittel des Herdes in die Gasse *c*, Vorrückcn des zweiten Drittels aufs erste und des dritten aufs zweite, Chargiren einer Post von 750 Kil. aufs hintere Drittel, Schliessen der Arbeitsthür, Glühendfeuern des ersten Drittels, Wenden der ersten Herdhälfte bei vermindertem Feuer, Schliessen der Thür, Glühendfeuern der ersten Herdhälfte, Ausziehen des vordersten Drittels in *c* und so fort. Ausziehen des Drittels bei armen Erzen alle 3 Stunden, tägliches Quantum 6650 Kil. und 5000 Kil. Schlieg bei 5—6 Proc. Quecksilberverlust. Verbrauch von 3.15 Cbm. Fichtenscheitholz auf 100 Kil. Erz (in Schachtöfen 50 Kil.); Destillation des Stupps in einem besonderen Röhrenofen mit Pultfeuerung.

VII. Zink.

147. Zinkerze. Zur Zinkgewinnung dienen:

Zinkerze.

1. Zinkerze[3]), und zwar:

Zinkspath, edler Galmei. $\dot{Z}n\,\dot{C}$ oder $Zn\,CO_3$ mit 65.2 Zn O und 34.8 CO_2 mit 52 Proc. Zn; meist im isomorphen Gemische mit Carbonaten von Eisen, Mangan, Kupfer, Cadmium, Blei, Kalk, Magnesia; zuweilen in Begleitung von Eisenerzen, Bleierzen, Zinkblende, Kupferkies, weniger Arsen- und Antimonverbindungen.

Seltener auf Gängen, als in Lagern, Stöcken, Nestern und Imprägnationen in der devonischen Formation zwischen Kalk und Schiefer (Altenberg, Stolberg, Iserlohn, Belgien), im Zechstein (Osnabrück), im Muschelkalk (Wisloch, Oberschlesien), im Dachsteinkalk (Kärnthen), im Dolomit (Pennsylvanien), in der Kreide (Santander[4]). Die Galmeilagerstätten setzen im Allgemeinen nicht tief in die Erde und die alten Fundorte liessen in der Production bedeutend nach, als man neuerdings reiche Galmeiablagerungen in Spanien und zu Iglesias in Sardinien auffand, sowie Blendegänge in Schweden, am Rhein, im Aveyron u. a. — Die Aufbereitung kann in einer blossen Handscheidung, wohl nach vorherigem Abwitternlassen des beigemengten Thones, bestehen oder in umfangreicheren Separations- und Wascharbeiten.[5])

Kieselgalmei, theils wasserfrei als Willemit $\dot{Z}n_2\,\check{S}i$ oder $Zn_2\,Si\,O_4$ mit 58.1 Zn, theils mit Wasser als $\dot{Z}n_2\,\check{S}i + HO = Zn_2\,Si\,O_4$

1) Oest. Ztschr. 1862, S. 195. 2) Kerl, Met. 2, 805. 3) Muspratt-Kerl, techn. Chem. 2. Aufl. 5, 1295. Kerl, Met. 2, 626. Chevallier, Exposit. univers. de 1872 à Paris, Tom. V, p. 123, 632. Oester. Ausstellungsbericht, Wien 1868, 9. Lief. S. 42. Berechnung des Werthes der Zinkerze in Berggeist 1867, No. 22. Citate in Kerl's Repertor. d. techn. Literatur 1873, Bd. 2 unter Zink. 4) B. u. h. Ztg. 1863, S. 163. 5) Wäsche auf Scharleygrube in Ztschr. d. oberschles. Berg- und Hüttenm. Ver. 1863, No. 2. Pennsylvanien: B. u. h. Ztg. 1872, S. 53.

$+ H_2 O$ mit 53.7 Zn. Meist mit Zinkspath brechend und reiner, deshalb besonders zur Zinkweissfabrikation geeignet.

Zinkblüthe; $\dot{Zn}_3 \dot{C} + 2\dot{H} = Zn_3 CO_5 + 2 H_2 O$ mit 57.1 Zn.

Mit Zinkspath untergeordnet vorkommend; zuweilen kupferhaltig (Bleiberg und Raibl in Kärnthen, in der Provinz Santander in grösseren Mengen).

Rothzinkerz, $\dot{Zn} = ZnO$ mit 80.2 Zn, gewöhnlich gemengt mit Magneteisen und Franklinit, $(\dot{Fe}, \dot{Zn})_3 (\bar{Fe}, \bar{Mn}) = 3(Fe, Zn) O + (Fe, Mn)_2 O_3$ mit 21 Zn.

Hauptsächlich zu Franklin in New-Jersey[1]); zur Darstellung von Zinkweiss, Zink und Spiegeleisen benutzt.

Zinkblende, $\dot{Zn} = Zn S$ mit 66.9 Zn, häufig isomorphes Fe S und Cd S enthaltend.

Meist mit anderen Metallschwefelmetallen (Bleiglanz, Kupfer-, Schwefel-, Arsenkies, Silbererzen u. s. w.), seltener auf Nestern und Lagern (Ammeberg), als auf Gängen im krystallinischen Schiefer (Freiberg), im Devon (Nassau, Mühlheim, Meschede, Brilon) und im Kohlengebirge (Oberharz, Stolberg) vorkommend; in der Regel silberarm (S. 205); von beibrechenden Schwefelmetallen wegen ihres höheren specifischen Gewichtes nicht ohne Schwierigkeiten durch Aufbereitung[2]) zu trennen. Stuffblenden pflegen unreiner zu sein, als gewaschene oder durch Siebsetzen erhaltene; Setzsiebgraupen sind meist den Schliegen vorzuziehen. Vorschläge zur Scheidung der Blende von Schwefelkies[3]) durch Röstung und Siebsetzen; von Spatheisenstein durch Rösten und Ausziehen des Eisenoxyduloxydes mittelst Magneten; oder Rösten, Abdestilliren des Zinks und Verwendung des rückständigen silberhaltigen Eisenoxydes zur Zerlegung von Bleiglanz[4]) u. A.

Hüttenabfälle.

2. Hüttenabfälle in Gestalt von zinkischen Ofenbrüchen der Eisenhohöfen (Gichtschwamm) und Bleiöfen (Ofengalmei), sowie von Flugstaub.

Verwendung der Oberschlesischen und New-Jerseyer Gichtschwämme[5]) mit bis 80 Proc. Zink und des Unterharzer Ofengalmeies[6]) zur Zinkgewinnung; des Flugstaubes von Freiberger Oefen, welcher mit verdünnter Schwefelsäure ausgelaugt, aus der Lösung durch Schwefelwasserstoff Arsen gefällt, die Lauge auf Zinkvitriol versotten, dieser mit Cokesklein bei schwacher Dunkelrothgluth in der Muffel geröstet und das erfolgende Zinkoxyd durch Erhitzen mit Kohle auf Zink verarbeitet wird.

Zinkproduction. Jährliche Production etwa 107.950.000 Kil., und zwar Schlesien 9.000.000, Rheinland 11.250.000, Vieille Montagne 35.200.000, Uebriges Belgien 9.500.000, Spanien 1.500.000, England 7.500.000, Frankreich 500.000, Oesterreich 2.000.000, Polen 1.500.000 Kil.

Theorie.

148. Zinkgewinnungsmethoden. Die Zinkgewinnung beruht auf einer Reduction von Zinkoxyd, durch Vorbereitungsarbeiten (Calciniren oder Rösten der Erze) erzeugt, mittelst Kohle. Da der Reductionspunct des Zinks bei höherer Temperatur (etwa bei 1300° C., nahezu Schmelzhitze des Roheisens) liegt, als dessen Schmelzpunct (412° C.) und Siedepunct (1200° C.), so erfolgt das reducirte Zink in Form von Dämpfen, welche durch Abkühlung zu flüssigem Zink condensirt werden müssen. Es bedarf aus diesem

---

1) B. u. h. Ztg. 1847, S. 489; 1855, S. 83; 1861, S. 199, 221; 1866, S. 29. 2) Kerl, Oberharz. Hüttenpr. 1860, p. 163. B. u. h. Ztg. 1857, S. 293; 1872, S. 53. Schönfelder, die baulichen Anlagen auf den Preussischen Berg-, Hütten- und Salinenwerken 1862, 1. Lief. Zeichnungssammlung des Vereins „Hütte" 1863, No. 19; 1860, No. 27. 3) B. u. h. Ztg. 1871, S. 183. 4) Ebend. 1870, S. 416. 5) Kerl, Met. 1, 789. B. u. h. Ztg. 1866, S. 30. 6) Kerl, Met. 1, 783.

Grunde zur Zinkgewinnung (Destillation) der einen hohen Brennmaterialverbrauch bedingenden Gefässöfen, welche, da die Reduction bei einer der Weissgluth nahe liegenden Temperatur stattfindet, sehr feuerfestes und deshalb kostspieliges Material zum Ofenbau und zu den Destillirgefässen erfordern. Hauptsächlich Preis und Beschaffenheit von Brennmaterial (Lang- oder Kurzflammigkeit) und Thon (grössere oder mindere Feuerbeständigkeit, mehr oder weniger Geneigtheit zum Reissen), sowie auch zum Theil die Erzqualität (Pulver oder Stücke, Anwesenheit fremder Oxyde und Schwefelmetalle, Carbonat oder Silicat u. s. w.) bedingen die Auswahl verschieden gestalteter Gefässöfen (belgische, schlesische und englische Destilliröfen) und damit der verschiedenen Zinkgewinnungsmethoden.

Schwierigkeiten bei der Zinkgewinnung.

Noch besondere Schwierigkeiten macht die Zinkgewinnung wegen der Eigenschaft des Metalles, nahezu bei der Temperatur, in welcher die Reduction stattfindet, sich durch Kohlensäure zu oxydiren, deren Bildung nicht ausgeschlossen werden kann.[1]) Durch Glühen des Zinkoxydes mit Kohle beim Destillirprocess entstehen Zink und Kohlenoxydgas, welches letztere einen anderen Theil Zinkoxyd unter Bildung von Kohlensäure reducirt. Letztere wird bei hinreichender Temperatur von der Kohle wieder zu Kohlenoxyd reducirt, oxydirt aber, wenn die Temperatur bis zu einem gewissen Grade unter Weissgluth sinkt, einen Theil des dampfförmigen Zinkes, daher die Schädlichkeit der Abkühlung der Destillirgefässe während der Destillation. Damit die in die Vorlage tretenden Zinkdämpfe durch dort anwesende Luft und Kohlensäure sich möglichst wenig oxydiren, muss die Vorlage so stark abgekühlt werden (auf etwa 400°), dass der Zinkdampf sofort in flüssiges Zink übergeht. Aber diese Verdichtung kann nicht so momentan geschehen, als dass nicht ein Theil Zink in Folge der Einwirkung von Kohlensäure und von Luft in den Vorlagen im oxydirten Zustande erfolgte, was zu Verlusten und Kosten bei der Wiederreduction des so entstandenen Zinkoxydes führt. Sind die Vorlagen zu stark abgekühlt, wie gleich nach dem Chargiren, so erfolgt während mehrerer Stunden mit Zinkoxyd innig gemengtes pulverförmiges Zink (Zinkstaub), das ebenfalls nur mit Verlusten und Kosten in Zinkbarren umzuwandeln ist. Es muss sich der Zinkdampf rasch mit gewisser Dichtigkeit entwickeln, sonst erfolgt statt flüssigen Zinks ebenfalls Zinkstaub. Flüchtigere Metalle, als das Zink, besonders Cadmium und Blei, gehen mehr zu Anfang des Processes über und werden meist in den Vorsteckgefässen an den Vorlagen condensirt. Bei Absperrung des Luftzutrittes zum Innern der Vorlagen mittelst Wassers erhalten die Dämpfe eine starke Spannung, in Folge dessen die Destillirgefässe undicht werden und die Reduction bei grösserem Brennstoffverbrauch eine Verlangsamung erleidet.

Wasserdämpfe wirken auf Zinkdämpfe energisch oxydirend, letztere auf die Gesundheit der Arbeiter nicht schädlich ein.[2])

Nasser Weg.

Der nasse Weg ist wohl betreten worden, um aus zinkarmen Erzen und Producten Zinkweiss oder ein angereichertes Material für die Destillation zu gewinnen.

---

1) B. u. h. Ztg. 1862, S. 324. Percy, Metallurgy 1861, Vol. 1, p. 534. 2) Pappenheim, Sanitätspolizei 1868, Bd. 2, S. 755.

1. Abschnitt.

Vorbereitungsarbeiten.

149. Allgemeines. Diese Arbeiten bezwecken:

Zweck.

a) Die Versetzung des Zinkes in den Erzen in einen Zustand, in welchem sich dasselbe am vollständigsten gewinnen lässt (in Oxyd durch Brennen des Galmeies und Rösten der Zinkblende).

b) Das Anreichern des Zinkoxydes aus armen Erzen und Abfällen auf trocknem oder nassem Wege behuf der Destillation.

c) Das Zerkleinern, Gattiren und Beschicken des Materials für die Destillation.

Zweck.

150. Brennen (Calciniren) des Galmeies. Dasselbe bezweckt neben einer Auflockerung des Erzes behuf leichteren Eindringens des Kohlenoxydgases bei der Reduction die Entfernung von Kohlensäure und Wasser, welche beim Austreiben in den Destillirgefässen die Temperatur herabstimmen und zur Oxydation des Zinkdampfes beitragen würden, auch unter starker Spannung leicht die Charge aus den Destillirröhren werfen könnten.

Der calcinirte Galmei wird häufig einer Auslese unterworfen, bei welcher man die eisenschüssigen Stücke und Kieselgalmei, welcher sich im Calcinirfeuer nur wenig verändert, von dem reinen Galmei trennt. Da der Galmei bis 33 Proc. an Gewicht beim Brennen verliert, so findet des Transports wegen die Calcination am besten bei der Grube statt.

Auch die dichten Ofenbrüche bedürfen eines sorgfältigen Brennens.

Calciniröfen.

Zur Calcination dienen:

Schachtöfen.

1. Schachtöfen für Stückerze, welche seltener nur von der Flamme des Brennmaterials getroffen (Spanien), als mit diesem in abwechselnden Lagen bei continuirlichem Betriebe geschichtet werden.

Oefen der letzteren Art gestatten eine bessere Ausnutzung des Brennmaterials und geben ein gleichmässiger gebranntes Product, begünstigen aber eine Reduction und Verflüchtigung von Zink, wenn zu viel Brennmaterial genommen worden, sowie eine Verunreinigung des Erzes mit der Brennmaterialasche.

Beispiele.

Oefen mit Brennmaterialeinschichtung (Fig. 185). Altenberg.[1]) 15 Cm. starke Erzlagen mit magern Steinkohlen und Cokesklein abwechselnd; 4—6maliges Ziehen in 24 St.; Durchsetzquantum 25000 Kil. roher Galmei in 24 St. bei 3—4 Proc. Kohlenverbrauch, Calcinirverlust 27 Proc. Separirung des Kieselgalmeis und der eisenschüssigen Stücke vom Uebrigen nach der Röstung.

Altenberg.

Lehigh (Pennsylvanien.[2]) Rösten in Oefen von 3.2 M. Durchmesser während 24 St., wobei auf 1 Erz 1 Kohle geht.

Lehigh.

Dortmunder Hütte. Rösten von Stückgalmei in einem mit Steinen ausgefütterten alten Dampfkessel von 3 M. Höhe und 1.3 M. Weite.

Dortmund.

Oefen mit Flammenfeuerung. Spanien[3]) (Fig. 186). Production in Oefen mit einer Feuerung in 24 St. 5000—8000 Kil. calcinirter Galmei; in Oefen mit zwei Feuerungen 10000 Kil. bei 8—9 Proc. Kohlen und Anwendung von erhitztem Unterwind.

Spanien.

Flammöfen.

2. Flammöfen für Erzklein, weil dickere Stücke sich weniger leicht wenden lassen und schwieriger durchbrennen bei geringerer

---

1) Kerl, Met. 2, 643. 2) B. u. h. Ztg. 1872, S. 61. 3) B. u. h. Ztg. 1862, S. 360. Revue univers. 1862, 2 livr. p. 339.

Production und grösserem Brennmaterialaufwand, als in Schachtöfen. Die Flammöfen haben entweder eine eigene Feuerung und zwei Herde über einander (ähnlich wie Fig. 57 und 58, S. 70), die untere Herdsohle ist eben, im Gewölbe befinden sich drei Oeffnungen *f*, durch welche die auf demselben getrockneten Erze herabgestürzt werden, die Hinterwand des Herdes ist ausgebaucht — oder die aus den Zinkdestilliröfen abgehenden Feuergase treten durch einen seitlichen Schlitz in den Calcinirofen (Fig. 187).

Fig. 185.

Fig. 185. *a* Kernschacht, 5.34 M. hoch, oben 2 2, mitten 2.22, an der Ausziehöffnung *c* 1.63 M. weit. *b* Abrutschkegel, 1,07 M. hoch. *d* vier Arbeitsgewölbe, vorn 1.3, hinten 2.05 M. hoch, Weite resp. 0.56 und 2.26 M. *e* Rauhgemäuer.

Fig. 186.

Fig. 186. *A* Ofenschacht, oben 1.76 M., unten 0.5 M. weit, über der Feuerung 4.5 M. hoch. *B* Zusammengezogener Ofentheil, 1 M. hoch und oben 0.5 M. weit. *a* Rost, 0.9 M. lang, vorn 0.75 M. und hinten 0.5 M. breit, Höhe des Gewölbes darüber 0.45 M. und über der Feuerbrücke 0.25 M. *b* Abrutschfläche. *c* Ausziehöffnung, 0.5 M hoch. *d* Chargiröffnung. *e* Schlot.

Oefen ohne besondere Feuerung wendet man neuerdings seltener an, weil dieselben durch Abkühlung der Destillirofenwände und Störung des Zuges das Zinkausbringen vermindern können. Dieses war namentlich bei den alten schlesischen Oefen der Fall, bei welchen zwischen zwei Destillationsräumen zwei überwölbte Calciniröfen *a* (Fig. 196 bis 198) lagen, in welche bei fleissigem Umkrücken der Galmeistücke die Feuergase durch Füchse *k* traten. Man hat deshalb neuerdings die Calcinirräume von diesen Oefen entweder ganz weggelassen oder sie in einige Entfernung davon gelegt (Belgien, Westphalen) Zu Moriston bei Swansea sind immer 4 schlesische Oefen zusammengelegt, deren Flamme zum Calciniren benutzt wird.

Weniger abkühlend wirken die Calcinirräume über belgischen Oefen (Fig. 187, 188), doch können sie immerhin den Zug in letzteren hemmen.

Fig. 187.

a 1.6 M. langer und 0.36 M. breiter Schlitz zum Eintritt der Feuergase. *b* Herd, 2.95 M. lang, 2.17 M. breit und 0.5 M. unter dem Herdgewölbe *g* an der Feuerbrücke 0.34 M. am Fuchse *c*, der in eine 7 M. hohe Esse führt. *d* Chargirtrichter. *e* Canal, 0 5 M. breit, zum Herablassen des Röstgutes in ein 2.4 M. weites Gewölbe. *h* Arbeitsöffnungen von 0.3 M. Weite.

Beispiele.

Ofen mit directer Feuerung. Altenberg.

Altenberg[1]). Durchsetzquantum in 24 St. 8000 Kil. Galmei (4 Posten) mit 824—880 Hectoliter Kohlen bei 27—30 Proc. Calcinationsverlust; Calciniren bei öfterem Wenden der Post 6 St. auf dem 7.2 M. langen oberen und 6 St. auf dem unteren Herd von 5 M. Länge, 1.46 M. Breite am Fuchse, 2.92 M. Breite in der Mitte und 1.5 M. Breite an der 0.35 M. dicken, über dem Herd 0.25 M. hohen Feuerbrücke; Rost 0.6 M. breit, 1.5 M. lang, 0.5 M. unter der Feuerbrücke; Herdgewölbe 0.40 M. über dem unteren Herd; Fuchs von 1.46 M. Länge und 0.38 M. Breite zwischen beiden Herden; zur Esse führender Fuchs 0.5 M. weit.

Fig. 188.

Letmathe. Röstofen mit 2 Herden von 4.1 M. Länge und 1.88 M. Breite.

Letmathe.

Johannisthaler Hütte. Kuschel-Hinterhuber's mechanischer Röstofen (siehe S. 350) verarbeitet in 24 St. 1500 bis 2000 Kil. gequetschten oder gewaschenen blendeführenden Galmei, der Fortschaufelungsofen nur 1200 Kil.

Kärnthen.

Dortmunder Hütte. Rösten von 4400—4500 Kil. Galmeischlieg in 12 St. mit 22 Hectoliter Kohlen.

Dortmund.

Ofen mit Heizung durch verlorene Wärme der Destilliröfen Moresnet (Fig. 187). Verarbeitung von 1800—2000 Kil. Erz in 24 St. bei belgischen Oefen.

Moresnet.

Oberschlesien (Fig. 196—198). Calciniren von 1500 Kil. Galmei in 12 St. bei 30—34 Proc. Röstverlust unter öfterem Umkrählen und Reguliren des Zuges durch Oeffnen der Feuerungsthür oder mehr oder weniger Schliessen der Esse und der Oeffnungen im Gewölbe. Während die alten oberschlesischen Calcinirräume 4.9 Q.-M. Grundfläche haben, besitzen sie bei Essenöfen 0.94, bei Unterwindöfen 1,56 M.; erstere brennen in 8 St. 425 Kil., letztere 700 Kil. Galmei.

Oberschles.

151. Rösten der Zinkblende. Dieselbe lässt sich wegen grosser Dichtigkeit nur im stark zerkleinten, gleichmässigen Zustande (am besten 1—2 Mm. Korn) hinreichend abrösten und müssen dem entsprechend die Röstapparate gewählt werden. Beim Rösten in Bruchstücken brennen dieselben meist nicht durch (nur manche Blendesorten, wie einzelne rheinische dichte derbe Blenden von heller Farbe, brennen einmal angezündet fort), jedoch wendet man ein solches Erhitzen von Bruchstücken in Schachtöfen (Linz[2]), Corpha-

Schwierigkeit der Blenderöstung.

1) Kerl, Met. 2, 644. 2) Berggeist 1858, S. 565, 662. B. u. h. Ztg. 1860, S. 191.

lie[1]) oder Haufen (Lehigh[2]) wohl zum Mürbebrennen der Blende behuf nachfolgender leichterer Zerkleinerung an. Aber auch im feinzertheilten Zustande giebt die Blende ihren Schwefel nur schwierig ab, weil das gebildete Zinksulfat sich erst in hohen Temperaturen (Weissgluth) vollständiger zersetzt. Meist bleiben, selbst wenn Kohlenpulver zugefügt worden, 1—2 Proc. Schwefel im Röstgute, da das Austreiben der letzten Antheile Schwefel einen unverhältnissmässig grossen Brennstoffaufwand und einen bedeutenderen Röstverlust (gewöhnlich 2—2½ Proc. Zink) bedingen würde.

Schwefelproben.

Letzterer entsteht theils auf mechanischem, theils auf chemischem Wege durch Reduction von Zinkoxyd durch Russ. Der Schwefel findet sich im Röstgut entweder als Schwefelmetall oder als Sulfat. Während sich der Gehalt in letzterer Form und namentlich der Gesammtgehalt an Schwefel nur durch eine Titrirprobe[3]) oder gewichtsanalytische Probe mit Chlorbarium bestimmen lässt, so erkennt man ersteren daran, dass beim Zerklopfen der Körner ein roher Kern sich zeigt, schweflige Säure zu riechen ist und beim Versetzen des feingeriebenen Röstgutes, z. B. 1 Probirlöffel voll mit 3—4 kleinen Stücken schwefelfreien Galmeizinks und 5 C.C. Salzsäure, mit gleicher Menge Wasser verdünnt, in einem Probeglas sich beim Erhitzen Schwefelwasserstoff[4]) entwickelt, welcher auf das Probeglas gedecktes feuchtes Bleipapier mehr oder weniger dunkel färbt. Es lässt sich danach die Schwefelmenge bis auf ¼ Proc. taxiren, wenn man zuvor mit Blenden von bekanntem Schwefelgehalt bestimmte Färbungen des Papieres hervorgerufen hat und die Proben immer unter gleichen Umständen, namentlich bei gleich langsamem Erhitzen ausführt (Mühlheim).

Analysen.

Analysen von gerösteten Blenden:

	Lautenthal.	Engis.
Zinkoxyd	58.40	53.20
Schwefelzink	12.64	—
Eisenoxyd	9.88	20.93
Kupferoxyd	0.61	—
Beioxyd	0.38	3.26
Kalkerde	0.28	5.86
Thonerde	0.51	—
Kieselsäure	10.46	8.15
Schwefelsäure	1.72	8.60
Unlösliches	7.80	—

Zuweilen kommt die Blende mit viel Schwefelkies vor (Engis).

Nach v. Hauer begünstigen niedrige Temperatur und Wasserdampf die Sulfatbildung; letztere lässt nach, wenn man nicht zu oxydirend röstet und zuletzt starke Hitze giebt.

Zinkblende- und Galmeiverhüttung.

Die Verhüttung der Zinkblende stellt sich ungünstiger, als diejenige eines Galmeis mit gleichem Metallgehalt, was seinen Grund hat in den grösseren Röstkosten (auf 100 Kil. aus Blende dargestellten Zinks kommen für die Röstung derselben z. B. 128 Kil., dagegen für 100 Kil. Zink aus Galmei nur 13—15 Kil. Kohlen für die Calcination), in dem geringeren Zinkausbringen, indem der Schwefelrückhalt Zink (1 At. Schwefel 1 At. Zink) bindet, in der rascheren Zerstörung der Destillirgefässe durch beigemengte fremde Oxyde (Eisen-, Blei-, Manganoxyd) und der Entstehung eines unreineren Zinks, welches ausser Eisen noch Antimon. Arsen, Blei, Cadmium, Kupfer u. s. w. enthalten kann. Dieses rührt zum Theil daher, dass die Blende an und für sich unreiner zu sein pflegt, als Galmei, dann auch durch das Erforderniss einer höheren Temperatur zu ihrer Reduction, wobei mehr fremde Metalle reducirt werden. Blende und Galmei haben für die Zinkgewinnung gleichen Werth, wenn der Preis der ersteren um so viel geringer ist, als die Mehrkosten ihrer Röstung gegen die Galmeicalcination. Bei Vergleichung des Metallausbringens muss berücksichtigt werden, dass 1 At. Schwefel 1 At. Zink zurückhält. Nach Kuschel und Hinterhuber[5]) beschleunigt Wasser-

---

1) Ann. d. min. 1844, livr. 1, pag. 202, 269. Bgwfr. 10, 270, 282. 2) B. u. h. Ztg. 1872, S. 53, 61. 3) Oest. Ztschr. 1862, S. 306. Fresen. Ztschr. 1, 323. 4) B. u. h. Ztg. 1862, S. 361. 5) B. u. h. Ztg. 1871, S. 321.

dampf das Todtrösten, trägt zur Entfernung von Arsen und Schwefel bei, wirkt der Flugstaubbildung entgegen und veranlasst ein um 2 Proc. grösseres Zinkausbringen aus Blende, während dadurch das Austreiben von Kohlensäure aus Galmei begünstigt wird. In Lehigh mengt man der Blende beim Rösten 40 Proc. Kohlenstaub zu, wo dann aber doch noch 1—2 Proc. Schwefel im Röstgut bleiben. Wagner[1]) empfiehlt einen Zusatz von Bauxit beim Rösten, um die Zinksulfatbildung zu vermeiden. Zwar lässt sich die Zinkblende durch Erhitzen mit gewissen Metallen, namentlich Eisen, Metalloxyden, Kohle, alkalischen Erden, Alkalien u. s. w., direct zerlegen[2]), aber es bedarf dazu meist sehr hoher, viel Brennmaterial und viel Destillationsgefässe erfordernder Temperaturen und die Gefässe fassen wegen des Volumens der Zuschläge nur verhältnissmässig wenig Erz.

Directe Zersetzung der Blende.

Von wesentlichem Einfluss auf den Werth der Blende sind gewisse fremde Beimengungen[3]), indem dieselben bei der Röstung störend influiren, die Destillirgefässe zerstören und den Handelswerth des damit verunreinigten Zinkes herabdrücken können.

Einfluss fremder Beimengungen.

Schwefelblei, Schwefelkupfer und Schwefelantimon begünstigen die Sinterknoten- und Sulfatbildung beim Rösten, es bedarf deshalb einer niedrigeren Rösttemperatur, namentlich zu Anfang, und ihre Metalle verunreinigen sowie auch ein Arsengehalt, von Arsenkies herrührend, das Zink. Die beim Rösten gebildeten Oxyde zerstören die Destillirgefässe.

Schwefelkies befördert die Zinksulfatbildung und giebt bei Vorhandensein von Kieselsäure leichtschmelzige Eisensilicate, welche, sowie auch Schwefeleisen, die Destillirgefässe stark angreifen. Solche schwarze und eisenreiche Blenden (Holzappel, Welmich am Rhein[4]), sind bei allmählig steigender Temperatur zu rösten. Oxydirtes Eisen pflegt besonders dann die Thongefässe anzugreifen, wenn nicht hinreichend Kieselsäure vorhanden. — Quarz giebt erst in der Weissglühhitze frittendes Zinksilicat und erfordert vom Anfang bis zum Ende der Röstung eine hohe Temperatur, damit sich nicht zu viel Zinksulfat bildet, welches sonst gegen Ende der Röstung eine bedeutende, die Verschlackung fremder Oxyde begünstigende Temperatursteigerung erfordert. Kalk und Thon bedingen gleich von Anfang an eine hohe Rösttemperatur, damit von denselben möglichst wenig Schwefelsäure zurückgehalten wird. Kalk- und Flussspath greifen namentlich wenn gleichzeitig oxydirtes Eisen vorhanden, die Thongefässe stark an. Ein Silbergehalt der Blende erfordert zur Verminderung der Silberverflüchtigung eine sehr sorgfältige Röstung bei niedriger Temperatur in Flamm- oder Muffelöfen mit Flugstaubkammern, nach Simonet[5]) bei Kalkzuschlag. Beim Destilliren des Röstgutes geht das Silber nur spurenweise ins Zink, kann sich aber in Kügelchen an den Wänden der Destillirgefässe finden. Nach Plattner[4]) und Malagati[6]) steigt der Silberverlust bis 70 Proc. und ist namentlich im letzten Stadium der Röstung am bedeutendsten, indem das Röstgut locker bleibt und leicht vom Luftzuge durchdrungen wird. — Aehnlich wie Zinkblende verhalten sich schwefelhaltige Ofenbrüche. Plattner fand in einem gerösteten Rohofenbruch (Fig. 189) 15.5 Proc. lösliches Zinksulfat, 76.3 Proc. Zinkoxyd, theils frei, theils an 5.4 Proc. Schwefelsäure als basisches Salz gebunden. Das Stück war in der Richtung *a b* mehr roth als gelb.

Röstöfen.

Die Auswahl der Röstapparate hängt hauptsächlich davon ab, ob die Blende nur mürbe gebrannt (in Bruchstücken in Haufen und Oefen) oder im gepulverten Zustande gleich fertig geröstet werden soll, und zwar in letzterem Falle unter Nutzbarmachung der entweichenden schwefligen Säure (Muffelöfen, Oefen von Hasenclever und Gerstenhöfer) oder nicht (Flammöfen).

Die zweckmässigste Nutzung der schwefligen Säuren[7]) findet zur Schwefelsäuredarstellung statt (Oberhausen, Rhenania bei Stolberg); man hat

---

1) B. u. h. Ztg. 1865, p. 264. Wagner's Jahresber. 7, 130. 2) Percy, Metallurgy 1, 541. Polyt. Centr. 1861, No. 21. B. u. h. Ztg. 1861, S. 292. 3) Kerl, Met. 2, 648. 4) Plattner's Röstprocesse. B. u. h. Ztg. 1855. S. 287. Kerl, Met. 1, 89. 5) B. u. h. Ztg. 1870, S. 317. 6) B. u. h. Ztg. 1850, S. 513; 1851, No. 1 (1853, S. 576). 7) Kerl, Grundr. 1, 202. B. u. h. Ztg. 1871, S. 182.

dieselbe sonst noch verwandt (Bd. 1, S. 202): zur Lösung oxydischer Kupfererze (Stadtbergen, Linz) und zur Abscheidung von Schwefel durch Einleiten in glühende Cokes in einer von unten geheizten Muffel mit Condensationsvorrichtungen dahinter (ohne Erfolg zu Borbeck, hauptsächlich wegen grossen Schwefelverlustes durch Bildung von Schwefelkohlenoxyd, sehr feinen Aggregatzustandes des Schwefels und grossen Brennstoffverbrauches).

Fig. 189.

Es kommen zur Anwendung:

Haufenröstung.

1. Haufen, zur Vorbereitung für die nachfolgende Zerkleinerung.

Beispiel. Lehigh.

Lehigh (Pennsylvanien)[1]) Rösten der Blende in Haufen von 8.5 M. Länge. 4.6 M. Breite und 2.5 M. Höhe auf eisernen Roststangen, unter denen mit Holz gefeuert wird; Zermalmen der gerösteten Blende und Todtrösten in Flammofen, wo dann noch immer 1—2 Proc. Schwefel zurückbleiben.

Schachtöfen

2. Schachtöfen zum Mürbebrennen der Blende in Stücken oder zum Vorrösten in Pulverform (Gerstenhöfer-Ofen).

Beispiel. Linz.

Linz[2]) Chargiren sehr harter quarziger Blende in einem 3.14 M. hohen, oben 0.16 M., mitten 1 M. weiten Schachtofen in abwechselnden Lagen mit Brennmaterial bei Zuleitung von Gebläseluft in der Mitte des Ofens; Durchsetzquantum 6—10 Chargen in 24 St. mit 110—165 Lit. Cokesklein; Ableiten der schwefligen Säure zur Sulfatisation von Kupfererzen (S. 200)

Gerstenhöfer's Ofen.

Gerstenhöfer's Ofen[3]) (Fig 72) Die Blende lässt sich bei hinreichend feiner Zertheilung im Gerstenhöfer'schen Ofen nur bis auf 5—6 Proc. Schwefel abrösten und sind alsdann die Röstgase zur Schwefelsäurebereitung tauglich; durch nochmalige Röstung des Productes in demselben Ofen mit seitlicher Feuerung (Fig. 77), oder wenn man einen solchen bei frischer Blende gleich anwendet, lässt sich der Schwefel bis auf 1 Proc. entfernen, aber es taugen alsdann die Röstgase nicht zur Schwefelsäurebereitung. (Versuche in Freiberg, Mühlheim.) Es ist deshalb vorzuziehen, die Blende im Gerstenhöfer'schen vor- und in einem Flamm- oder Muffelofen todtzurösten. Die bei Oxydation der Zinkblende entstehende Temperatur (2850° C.) reicht völlig aus zur Unterhaltung der Röstung, indem sie noch höher als die des Schwefelkieses (2585° C.) ist. Eine allgemeinere Anwendung zum Rösten von Blende haben diese für Kiese und manche Leche so ausgezeichneten Oefen aus obigen Gründen nicht gefunden.

Stetefeldt's Ofen.

Stetefeldt[4]) hat seinen Ofen (Fig. 48) auch zum Rösten von Zinkblende empfohlen.

---

1) B. u. h. Ztg. 1872, S. 53, 61. 2) Berggeist 1850, No. 45. B. u. h. Ztg. 1859, S. 438. 3) F. Bode, Schwefelsäurefabrikation 1872. B. u. h. Ztg. 1872, S. 315, 317. 4) B. u. h. Ztg 1871, S. 42.

Flammöfen. Handöfen.

3. Flammöfen. Zum Rösten der Zinkblende wendet man meist Flammöfen für Handarbeit an und giebt den zweiherdigen mit planer, seltener treppenförmiger Sohle (Swansea) wegen grösserer Production und besserer Brennmaterialausnutzung den Vorzug vor den einherdigen. Dieselben sind bald Krähl-, bald Fortschaufelungsöfen und werden meist direct, seltener durch die abgehende Flamme der Zinkdestilliröfen befeuert (Swansea). Bei directer Feuerung wendet man meist Planroste an, zu Oberhausen geneigte Roste mit seitlicher Luftzuführung zum Brennstoff, wobei Brennstoffersparung, namentlich dadurch, dass beim Schüren keine kalte Luft in den Ofen dringt, erzielt wird.

Während die Herde der rheinisch-westphälischen Doppelöfen[1]) (Borbeck, Oberhausen u. s. w. (Fig. 190) 3.609 M. lang und 2.928 M. breit sind, so empfiehlt Schneider auf Grund in Oberschlesien[2]) ausgeführter Versuche den Herd, behuf bequemerer Behandlung des Röstgutes, nur 3.138 M. lang und 2.511 M. breit zu nehmen, Oxydationsluft durch in den Seitenwänden ausgesparte Canäle, durch in den Herdthüren angebrachte Oeffnungen und die hohle Feuerbrücke zuzuleiten und zwei Oefen an der Feuerseite, nicht umgekehrt, zusammen zu bauen.

Mechanischer Röstofen.

Neuerdings haben Kuschel und Hinterhuber[3]) einen Flammofen mit rotirendem Herd und fixen feststehenden Krählen mit directer oder Gasfeuerung bei Zuführung von Wasserdampf in Anwendung gebracht.

Dieser Ofen (a) hat im Vergleich zu einem doppelherdigen Mansfelder Fortschaufelungsofen (b) nachstehende Resultate ergeben:

	a	b	
Durchsetzquantum in 24 St.	1050—2100	1000—1200	Kil.
Röstdauer per Post	18—22	12—15	St.
Zinkausbringen aus gerösteter Blende .	35—39	33—36	Proc.
Kohlenverbrauch in 24 St.	1230	1230	Kil.

Die Brennstoffersparung betrug 43, die Lohnersparung 68 Proc.

Beispiele. Handöfen.

a) Handöfen. Dieselben sind bei der schwierigen Röstung der Blende meist Krählöfen, seltener Fortschaufelungsöfen.

Einherdige Oefen.

α) Einherdige Oefen. Swansea.[4]) Bei dem frühern englischen Zinkdestillationsprocess in Anwendung; Durchsetzquantum von 813 Kil. in 24 St. mit 20 Proc. Verlust und 2030 Kil. Kohlen. — Früher in Stolberg.[5])

Doppelöfen.

β) Doppelöfen mit zwei Herden übereinander (rheinisch-westphälische Oefen), je nach der Grösse des Herdes mit Arbeitsöffnungen nur auf einer Seite (Fig. 190. 191) oder auf beiden Seiten. Letztere erfordern, wenn die Röstung gut ausfallen soll, ein grösseres Arbeiterpersonal. — Borbeck, Oberhausen, Dortmund. Rösten der Posten von 1000 Kil. 12 St. auf dem oberen und eben so viel auf dem unteren Herd, Krählen alle 20 Min. (Posten von 1600 Kil. erfordern 36 St.). Röstverlust 16 Proc., Brennstoffverbrauch 0.44 Hectolit. auf 100 Kil. geröstete Blende; Zinkverlust beim Rösten $2-2^1/_2$ Proc. Röstversuche im Gerstenhöfer'schen Ofen zu Oberhausen und Ersetzung desselben durch Hasenclever'sche Oefen. — Letmathe bei Iserlohn. Herde 4.7 M. lang, 1.88 M. breit, Rösten von 1750 Kil. in 48 St., 0.44 Hectolit. Kohle auf 100 Kil. Blende. — Stolberg. Ofen mit 5 Arbeitsthoren auf jeder Seite, bei beiden Herden von 6.28 M. Länge und 2.82 M. Breite; Durchsetzquantum von 2500 Kil. Blende mit 10—11 Hectolit. Kohlen in 24 St.

---

1) B. u. h. Ztg. 1859, S. 425; 1860, S. 99. 2) Ebend. 1866, S. 278, Taf. 5, Fig. 28—31. 3) B. u. h. Ztg. 1871, S. 320. 4) Percy, Metallurgy 1, 550. 5) Kerl, Met. 2, 652, Taf. 7, Fig. 157, 158.

Fig. 190 u. 191. *a* unterer Herd, 3.609 M. lang, 2.928 M. breit. *b* Feuerbrücke, 0.314 M. breit und 0.157 M. über dem 2.59 M. breiten Rost *c*. *d* Arbeitsöffnungen, 0.42 M. weit, 0.5 M. über der Hüttensohle. *e* Gewölbe, 0.26 M stark, an der Feuerbrücke 0 58 M., in der Mitte 0.52 M. über dem 0.1 M dicken Herd *a*. *f* Gewölbe, 0.52 M über dem oberen Herd. *h* Füllöffnungen von 0.16 M. Q., mit Eisenblechplatten geschlossen. *i* Fuchs. *k* Feuercanal von 0 37 M. Höhe und 0 26 M Weite, über sämmtliche Oefen sich hinziehend und in eine gemeinschaftliche Esse mündend. *l* Gewölbe, 11 7 M. weit, dessen Sohle 1.41 M. unter der Hüttensohle.

Fig. 190.

Fig. 191.

γ) **Doppelöfen mit zwei Herden terrassenförmig nebeneinander. Swansea** [1]) Oberer Herd 4.7 M. lang, 2.82 M. breit, unterer Herd 0.18 M. darunter nur 3.77 M lang; Höhe der Feuerbrücke 0 73 M., Herdgewölbe in der Mitte 1.05 M., am Ende 0.31 M über der unteren Herdsohle; Abrösten einer Post von 1015 Kil. 11 St. auf dem oberen und 11 St auf dem untern Herd mit 2 Proc. Zinkverlust, wovon ½ Proc im aufgefangenen Rauche. Röstverlust 19 5 Proc. — Oefen, von den Feuergasen der Destilliröfen geheizt, haben einen 3.14 M. langen und 1 88 M. breiten Ober- und Unterherd bei Röstposten von 254 Kil für 24 St.

Mechan. Röstofen.

b) **Mechanische Oefen von Kuschel und Hinterhuber** (S. 349), ähnlich Fig. 103, 104, aber mit abweichender Krählvorrichtung, indem durch das feststehende Gewölbe 10 aus feuerfestem Thon hergestellte hohle dreieckige Krählen herabreichen, durch welche bei davon weggenommenen Stopfen gleichzeitig aus darüber stehenden Trichtern chargirt wird. Dieselben ragen bis nahe auf die Sohle des planen, mit Chamotte ausgeschlagenen rotirenden Eisenherdes von 3.8 M. Durchmesser in einer Reihe derart hinab, dass je 5 auf der einen Seite mit ihren Spitzen eine entgegengesetzte Richtung von der der andern haben. Zwei directen oder Gasfeuerungen gegenüber, zwischen denen Wasserdampf zugeführt wird, tritt die Flamme durch 13 Füchse in einen gemeinschaftlichen halbringförmigen Sammelraum und von da in die Esse.

Beispiel.

Johannisthaler Hütte in Unterkrain [2]). Einlassen von Röstgut durch die geöffneten empor gehobenen Krählen auf den Herd, Senken der Krählen nach Entfernung der bei mässiger Feuerung und langsam rotirendem Herd ausgetriebenen Feuchtigkeit, Zulassen von Wasserdampf während der ganzen Röstdauer Hinablassen eines Coulissenapparates (Fig 103, 104) durch einen radicalen Schlitz im Ofengewölbe auf den Herd, welcher das Röstgut durch 4 Oeffnungen an der Peripherie der Herdsohle in einen Raum unter dem Ofen streift. Erfolg s S 349

Muffelöfen.

4. **Gefässofen.** Dieselben kamen früher in Gestalt von Muf-

1) Percy, Metallurgy 1, 567 2) B. u. h. Ztg. 1871, S. 339; 1872, S. 200.

felöfen in Anwendung, wo es sich um die Benutzung der von den Feuergasen freien schwefligen Säure handelte, entweder zur Schwefelsäurefabrikation (Rhenania[1]) bei Stolberg) oder zur gleichzeitigen Vorbereitung der Blende für die Silberextraction (Pribramer Doppelmuffelofen[2]) oder zur Extraction von oxydischen Kupfererzen, wie die den Blenderöstöfen von Graham[3]) und Anthon[4]) ähnlichen Kastenöfen mit Zuführung von Gebläseluft zu Linz[5]) (Fig. 106, 107, S. 201) oder auch von heisser Luft[6]). Derartige Muffelöfen geben aber bei grossem Aufwande an Brennmaterial für die Schwefelsäurefabrication zu dünne Röstgase, sowie eine unvollkommene Röstung. Zur Vermeidung des ersteren Uebelstandes modificirte Godin[7]) den Stolberger Muffelofen in der Weise, dass die Blende, bevor sie auf eine von Feuergasen indirect erhitzte Sohle gelangt, 7 übereinander liegende Platten von feuerfestem Thon passiren musste in der Weise, dass, wenn die unten abgerösteten Erze ausgezogen waren, die Beschickung der zweiten Platte auf die erste geschoben wurde, die der dritten auf die zweite u. s. f. Bei guter Abröstung und an schwefliger Säure reicheren Gasen waren aber die Arbeitslöhne sehr kostspielig und der Gasverlust beim Chargiren bedeutend. Ein anderes Mittel zur Erzielung einer vollständigeren Röstung fand man in einer derartigen Combination eines Muffel- und Flammofens, dass die in ersterem unter Nutzbarmachung der schwefligen Säure abgeröstete Blende in der höheren Temperatur des letzteren todtgeröstet und die hierbei entwickelte, mit den Feuergasen gemischte schweflige Säure in einen hohen Schornstein entlassen wurde.

Godin's Modification.

Combin. Muffel- und Flammofen.

Stolberg[8]). Combination von 3 Flammöfen mit 1 Muffelofen von 16 M. Länge, vor dessen Chargiröffnung die Blende in 3 Haufen angeordnet wird; während zwei Haufen umgekrählt werden, bleibt der dritte in Ruhe und man vermeidet dadurch den schädlichen Eintritt von überschüssiger Luft in die Bleikammern.

Als besonders geeignet für die Blenderöstung, sowohl hinsichtlich des Grades der Abröstung, als auch der Nutzbarmachung der schwefligen Säure für die Schwefelsäurefabrikation erscheint die neueste bereits auf einer Anzahl Hütten (Stolberg, Oberhausen) eingeführte Ofenconstruction von Hasenclever und Helbig[9]), indem die ältere, Kerpely's Ofen[10]) ähnliche Construction (Fig. 78, S. 121) nicht die zum Rösten der Blende erforderliche Temperatur in dem oberen Theile des Thurmes gab. Diese neue Construction hat das Abweichende, dass die Erze auf einer geneigten Sohle hinabrutschen, welche von unten durch die Ueberhitze des Muffelofens bis auf mindestens Antimonschmelzhitze erwärmt wird.

Hasenclever-Helbig's Plattenofen.

Beispiel. Rhenania. Hasenclever-Helbig's neuer Ofen (Fig. 192, 193) hat nachfolgende Construction:

Beispiel. Rhenania.

i Chargirtrichter zur Aufnahme des Erzes. *s* 43° geneigter Canal von 1.8 M. Breite, 0.5 M. Höhe und 9 M. Länge, unterwärts im Zuge *d* von dem abgehenden Feuer des Muffelofens *b* geheizt. *h* 50 Scheidewände, welche einige Centimeter von der geneigten Sohle entfernt bleiben, dadurch eine dünne Erzschicht herstellen und die schweflige Säure aus der Muffel *b* durch abwechselnd gegenüberliegende

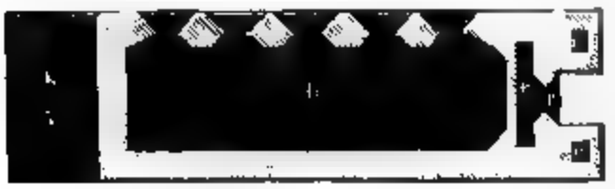
---

1) B. u. h. Ztg. 1871, S. 182. 2) Kerl, Met. 2, 654. 3) Polyt. Centr. 1846, S. 533. 4) Bgwfr. 10, 217; 12, 565. 5) B. u. h. Ztg. 1859, S. 438; 1866, S. 59. 6) Ebend. 1859, S. 176. 7) Plattner's Röstprocesse 1856, S. 34. Oest. Ztschr. 1858, S. 101. B. u. h. Ztg. 1871, S. 183. 8) B. u. h. Ztg. 1866, S. 58. 9) B. u. h. Ztg. 1873, S. 16. 10) Ebend. 1873, Taf. 4, Fig. 19.

Oeffnungen einen langen Weg über das Erz passiren lassen, wo dann die bei *s* entweichenden Röstgase in Folge fortgesetzter Röstung auf der schiefen Ebene mit schwefliger Säure sich stark anreichern. Durch seitliche mit Reibern zu schliessende Oeffnungen kann man in die einzelnen Abtheilungen des schrägen Canals gelangen, sowie auch durch ähnliche Oeffnungen in die Feuerzüge. *g* hohle, durch Luft gekühlte Abführwalze an einem kleinen Wasserrade, dessen Drehung in gewissen Zeitabschnitten erfolgt, sobald einige Schaufeln voll Wasser gelaufen sind. Dabei wird jedesmal Erz vorn in die Muffel *b* geschafft unter Nachrutschen desselben auf der geneigten Ebene, ersteres alle zwei Stunden in der Muffel ausgebreitet und allmählig an die Hinterseite derselben geschoben, wo dasselbe durch eine Oeffnung in der Sohle auf den direct befeuerten Herd *a* gelangt, hier vollständig abröstet und die hierbei entwickelte schweflige Säure mit den Feuergasen durch *e*, *c*, *d* und *m* in die Esse tritt. *l* Boötius-Gasfeuerung mit bei *n* zugeführter Verbrennungsluft, welche eine gleichmässige Temperatur erzeugt und eine Ersparniss an Kohlen zulässt. *f* Arbeitsöffnung. Selbst schwefelarme Blenden lassen sich im Ofen hinreichend vollständig abrösten. Eine solche Blende mit 20 Proc. Schwefel enthielt bei *g* noch 10 Proc., hinten in der Muffel 6.4 Proc., an der Feuerbrücke 1.2 Proc. Schwefel. Die entwickelte schweflige Säure tritt zunächst in eine Kühlkammer mit eiserner Decke, auf welcher das Erz getrocknet wird. Muffel *b* 6.5 M. lang, 1.8 M. breit und 0.4 M. hoch mit 5 Arbeitsöffnungen an einer Seite. Herd *a* 5.7 M. lang und 0 4 M. hoch. Höhe des Generators *l* 1 5 M., Breite am Boden 0 5 M., am Gewölbe 1.4 M.

Fig. 192.

Fig. 193.



Blende.

152. Zerkleinern von Galmei und Blende. Die Blende bedarf schon vor der Röstung einer starken Zerkleinerung (S. 345), und diese, wenn sie nicht schon bei der Aufbereitung erfolgt, geschieht bei Stückblende unter Brechmaschinen und Walzen (Oberhausen), unter Kollermühlen u. s. w., mit Trommelsieben in Verbindung; nur selten wird die Blende vor der Zerkleinerung mürbe gebrannt (S. 345).

Galmei.

Der Stückgalmei[1]) wird nach der Röstung zerkleinert, damit bei der Reduction das Kohlenoxyd vollständiger in die Stücke eindringen kann, und zwar treibt man die Zerkleinerung bei der belgischen Zinkdestillirmethode weiter als bei der schlesischen.

Für harte Erze (Willemit, Kieselgalmei) wendet man wohl Walzwerke, dagegen für mildere Sorten meist Kollermühlen[2])

1) Mühlenanlage für Zinkhütten im Constructeur 1869, S. 33. 2) Muspratt-Kerl. techn. Chem. 2. Aufl. Bd. 5, S. 426, 784.

an, nachdem zuweilen das Material in einer Art Kaffeemühle vorgemahlen und das Feine durch eine Siebtrommel abgesondert ist (Angleur).

Eine Kollermühle in der Construction von Neuerburg in Kalk bei Deutz besteht aus zwei gusseisernen Walzen (Läufern), eine jede an einer horizontalen Axe um eine stehende Welle, mit Aufgebevorrichtung, in verschiedenen Kreisen in einer Eisenschale laufend. Das zu zerkleinernde Material wird durch einen Trichter in der Mitte der beiden Läufer, zu welchem ein Becherwerk führt, aufgegeben und nach der Zerkleinerung durch ein Scheer- und Rechwerk fortwährend vom Centrum nach der Peripherie gebracht, von wo es in eine Siebtrommel und die Gröbe ins Becherwerk gelangt. Neben geringem Kraftaufwand und nicht bedeutenden Unterhaltungskosten haben diese Maschinen eine bedeutende Leistungsfähigkeit. Eine ältere Kollermühle am Altenberg von 1.6 M. Durchm., 0.35 M. Breite und 3200 Kil. Gewicht der Läufer, bei welchen die Aufgebevorrichtung nicht vorhanden, zermalmt bei 3 Pferdekraft in 12 St. an 15000—18000 Kil. Galmei; die Vorrichtung in Angleur bei einer 10—12pferdigen Maschine für beide Mühlen 40000—50000 Kil. Die obigen Neuerburg'schen Maschinen haben je nach ihrer Grösse einen noch grösseren Effect.

Neuerdings sind auch mit Vortheil Schleudermühlen[1]) (Carr's Desintegratoren[2]) in Anwendung gekommen.

Eine solche Maschine verarbeitet z. B. in Belgien bei 400—500 Touren per Min. 13000—14000 Kil. Galmei in 10 St., welcher durch ein Paternosterwerk einer Siebtrommel mit 2 Mm. Maschenweite zugeführt wird.

Zweck.

153. Anreicherung armer Erze und Producte für die Zinkdestillation. Es ist neuerdings in Vorschlag gebracht worden, namentlich aus ärmeren Erzen zunächst das Zink als Oxyd auf möglichst billige Weise zu isoliren und dann das angereicherte Product der Destillation zu unterwerfen[3]). Man würde dann bei derselben Anzahl von Destilliröfen beinahe das Dreifache an Zink bei gleichem Kohlenaufwande und derselben Arbeiterzahl produciren oder bei gleicher Production in demselben Verhältniss weniger Oefen, Kohlen und Arbeiter nöthig haben, auch bei Abwesenheit aller Schlackentheile die Destillirgefässe mehr schonen. Es scheinen aber diese Bestrebungen von practischen Erfolgen nicht immer gekrönt zu sein, weder bei Versuchen auf trocknem noch auf nassem Wege (Hubertushütte in Oberschlesien).

Nach v. Hauer reducirt sich auf nassem Wege dargestelltes Zinkoxyd rascher in niedrigerer Temperatur und vollständiger, als gebrannter Galmei und dieser wieder leichter, als geröstete Blende.

Trockner Weg. Schachtofen.

1. Trockener Weg. Bei allen Versuchen, metallisches Zink aus Erzen in Schachtöfen[4]) zu erhalten, erfolgte vorwaltend nur Zinkoxyd, weil das reducirte Zink von der immer anwesenden Kohlensäure wieder oxydirt wird. Indem man das Zinkoxyd in Condensationskammern auffängt, erhält man ein angereichertes Product für die Destillation. Als Malerfarbe[5]) ist das Product meist nicht weiss genug.

Newark.

Newark (Pennsylvanien).[6]) Verschmelzen der 2 Proc. Zink enthaltenden Rückstände von der Zinkweissgewinnung in Flammöfen (siehe unten) im Hoh-

1) B. u. h. Ztg. 1871, S. 279; 1872, S. 97. 2) Muspratt-Kerl, techn. Chem. 2. Aufl. Bd. 5, S. 427, 783. 3) Kerl, Met. 2, 640. Schles. Wochenschr. 1860, No. 17. B. u. h. Ztg. 1861, S. 352. Bgwfr. 6, 377. 4) Kerl, Met. 2, 722. B. u. h. Ztg. 1863, S. 281, 293, 396. 5) Muspratt-Kerl, techn. Chem. 5, 1417. 6) B. u. h. Ztg. 1860, S. 37, 463; 1866, S. 30.

ofen auf Spiegeleisen und Benutzung des dabei erfolgenden Zinkoxydes, sowie zinkischer Ofenbrüche zur Zinkdestillation. Zur Ansammlung des Zinkoxydes im Ofen dient ein in denselben eingehängter Cylinder mit zwei Röhren, durch welchen die Dämpfe und Gase in lange Canäle auf der Hüttensohle und von da zum Windersetzungsapparat und zum Dampfkessel geführt werden.

Flammofen.

Dagegen hat man Zinkoxyd sowohl als Malerfarbe (Newark, Pennsylvanien) als auch als angereichertes Product für die Zinkdestillation (Swansea) aus Erzen im Flammofen dargestellt.

Beispiele. Newark.

Newark.[1]) Ueberwölbte Oefen mit Sohle aus rostartig zusammengelegten schweren gewalzten Eisenstäben mit Durchbohrungen und mit Fuchs im Gewölbe; einfache Oefen mit einseitiger Arbeitsthür 1.57 M. lang und 0.94 M. breit mit 0.63 M. Q. weitem Fuchs; Doppelöfen mit zwei Arbeitsthüren, 5 M. lang und 1.57 M. breit mit 0.78 M. Q. weitem Fuchs; Ausbreiten von erbsengrosser Kohle auf dem Rost (bei einfachen Oefen 50, bei doppelten 120 Kil.), darauf ein Gemenge von Kohle und Erz (resp. 60 und 125 Kil. bei einfachen, 160 und 320 Kil. bei doppelten Oefen); Einleiten von Unterwind unter den Rost, Reduction des Zinkoxydes durch die glühenden Kohlen, Oxydation der Zinkdämpfe durch einen in den Fuchs eingeführten Windstrom und Ableiten des Zinkrauches über eine Wasserfläche hin nach einem Kühlthurm von 24 M. Höhe und 25 M. im Umfange unten, Niederführen des Rauches in einen anderen Thurm von 16 M. Höhe, Ansaugen der Dämpfe hier durch einen Ventilator und Eintreiben derselben in Beutelkammern von 9.5 M. Länge. Chargendauer 4 St. — Aehnliches Verfahren zu

Swansea u. Belgien.

Swansea für arme Galmeie und in Belgien zur Verarbeitung aufbereiteter Rückstände aus den Destillirgefässen nebst armen Erzen mit 6—17 Proc. Zn auf 5 Mm. langen durchlöcherten Eisenplatten bei einer Cokeskleinunterlage, darauf Erz und Kohle, in 24 St. 1500 Kil. Erz à 16—20 Proc. Zn in 3 Posten mit 60 Proc. Reductionskohle und 70 Proc. Cokes.

Nasser Weg.

2. Nasser Weg.[2]) Dieser besteht meist darin, das oxydische Erz oder zinkhaltige Abfälle durch ein Lösungsmittel (Säuren, Ammoniak, Salmiak, Chlormagnesium, Chlorcalcium, Carnallit u. s. w.) in Lösung zu bringen und entweder aus der Lösung das Zink durch Kalkmilch zu fällen oder dasselbe als basisches Salz zu erhalten. Wegen ihrer Kostspieligkeit haben diese Methoden keinen Eingang in die Praxis gefunden.

Gattiren.

154. Gattiren und Beschicken der Zinkerze. Das Gattiren muss so geschehen, dass möglichst strengflüssige oder unschmelzbare, die Thongefässe wenig angreifende Verbindungen entstehen. Kieselsäurehaltige Bestandtheile sind am gutartigsten, Kalk weniger und namentlich bei Vorhandensein von oxydirtem Eisen. Eisenoxyd allein ist unschädlicher als ein gleichzeitiger Kalkgehalt (Engis). Schwefelkieshaltige Blende muss stark geröstet sein, weil sonst vorhandenes Schwefeleisen die Destillirgefässe rasch zerstört.

Beschicken.

Das Beschicken beschränkt sich auf ein Vermengen des Erzes mit bis gleichem Gewichte und mehr (gewöhnlich 40—46 Proc. bei Galmei und bis 55—60 Proc. bei Blende) magerer, möglichst von Schwefelkies und Schiefer freier Reductionskohle, am besten zur Hälfte im Gemenge mit Cokesklein, welches der Zinkstaubbildung entgegenwirkt, indem dasselbe nicht zur Bildung von Wasserdampf Veranlassung giebt; Cokes allein wirken weniger kräftig reducirend und bedingen eine höhere Temperatur.

---

1) Dingl. 135, 134. B. u. h. Ztg. 1863, S. 293; 1872, S. 61, 179. 2) Muspratt-Kerl. techn. Chem. 2. Aufl. 5, 1379. B. u. h. Ztg. 1865, S. 422. Wagn. Jahresb. 13, 139.

Da Kohlenoxydgas das Hauptagens ist, so bedarf es keiner innigen Mengung von Erz und Kohle und beide brauchen sich nicht im feinzertheilten Zustande zu befinden. Man übergiebt seltener beide Materialien zusammen der Zerkleinerung (zu Newark[1]) 100 calcinirten Galmei mit 40 Kohle, nach der Zerkleinerung Sieben), als dass man die einzeln zerkleinten Stoffe in auf Böcken stehenden muldenförmigen Holz- oder Blechtrögen von etwa 95 Cm. Länge und 32 Cm. Höhe oder auf der gepflasterten Hüttensohle mengt, wobei das Gemenge etwas angenetzt wird (Engis, Oberschlesien).

Kieselgalmei wird in feingepulvertem Zustande bei hoher Temperatur von feiner Kohle allein vollständig reducirt und vermeidet man meist die wohl hier und da angewandten Kalkzuschläge[2]), weil dieselben namentlich bei Gegenwart von Eisenoxyd eine Schlackenbildung begünstigen und dann die Thongefässe angreifen. Während Zinkspath bei beginnender Weissgluth reducirt wird, erfordert Kieselgalmei eine höhere Temperatur. Derselbe eignet sich besser für den belgischen, als für den schlesischen Process.

Der Aggregatzustand der Beschickungsbestandtheile richtet sich nach dem gewählten Zinkdestillirapparate und der mehr oder weniger leichten Reducirbarkeit des Erzes.

Beim schlesischen Process wendet man etwa haselnussgrosse Stücke an, welche sich in den Muffeln nicht zu dicht zusammenlegen; der belgische Process erfordert stärker zerkleinte Materialien, weil alsdann die Röhren mehr davon fassen. Durch Beimengung von 15—20 Proc. Galmei zur pulverförmigen Blende wird die Destillation erleichtert. Kieselgalmei, geröstete Zinkblende und zinkische Ofenbrüche müssen wegen ihrer Dichtigkeit fein gemahlen und mit stark zerkleinter Kohle oder Coks innig gemengt werden; Zinkspath lässt gröberes Korn zu. Eine pulverförmige Beschickung wird wohl angefeuchtet, um das Verstäuben und eine Trennung der Ingredienzien beim Chargiren zu verhindern.

---

2. Abschnitt.

Zinkdestillation.

155. Allgemeines. Von den chemischen Vorgängen bei der Reduction der Zinkerze durch Kohle, der Destillation des dabei frei gewordenen Zinks und den Schwierigkeiten bei seiner Gewinnung war bereits die Rede (S. 342). Hauptübelstände dabei sind die Nothwendigkeit von einen grossen Aufwand an Brennmaterial und Thon bedingenden Gefässöfen, sowie die bislang nicht zu vermeidenden bedeutenden Metallverluste (z. B. auf Dortmunder Hütte bei Muffelöfen mit Boëtiusgenerator 9—11 Proc., zu Birkengang bei Stolberg in Muffelöfen mit Siemens'scher Regenerativgasfeuerung 15 Proc., nach Klemann bei den armen oberschlesischen

Theorie.

Uebelstände.

1) B. u. h. Ztg. 1872, S. 61. 2) Dingl. 157, 61. Tunner's Ber. über die London. Ausstell. von 1862. Wien 1863, S. 21.

Galmeien 30—33 Proc. von dem Zinkgehalt derselben, bei Zinkblende noch 1—3 Proc. mehr in den alten Oefen).

Die Verluste können veranlasst werden durch unvollständige Verdichtung der Zinkdämpfe in den Vorlagen, namentlich bei Ueberhitzung derselben und während des Abstiches, wo die Vorstecker abgenommen sind, und theilweise Oxydation (man hat vorgeschlagen, die Dämpfe durch ammoniakalische Flüssigkeiten[1]) zu leiten); durch Bildung von Zinkstaub, welcher zum Theil zu Zinkoxyd verbrennt (möglichstes Auffangen desselben in Ballons; bei reichen strengflüssigen Erzen erfolgt weniger Zinkstaub, wenn man rasch destillirt); durch Porösität und Schadhaftwerden der Destillirgefässe, welchem man durch sorgfältige Anfertigung derselben und Glasiren möglichst entgegentritt; durch einen Rückhalt an Zink in den Rückständen (1—10 Proc.) und Abgängen, welcher durch Aufbereitung, Benutzung auf Zinkweiss u. s. w. theilweise wiedergewonnen wird (S. 354); beim Umschmelzen des Zinkes durch Krätzenbildung, welche man durch Luftabschluss, Zusatz von Reductionsmitteln (Salmiak) u. s. w. zu beschränken sucht.

Schachtöfen.

Alle Versuche, zur Verminderung der Kosten statt der Gefässöfen Schachtöfen[2]) anzuwenden, haben zu erwünschten Resultaten nicht geführt, weil in Folge von Oxydation der Zinkdämpfe durch Kohlensäure neben wenig metallischem, meist pulverförmigen Zink viel Zinkoxyd erfolgte, welches nochmals in gewöhnlicher Weise in Gefässöfen behandelt werden musste.

Flammöfen.

Auch Flammöfen[3]) haben sich nicht bewährt, desgleichen nicht eine von aussen geheizte grosse Muffel von 3 M. Länge und 2 M. Breite, durch welche zur Reduction des darin befindlichen Erzes Leuchtgas unter starker Pressung geleitet wurde; es erfolgte fast nur Zinkstaub.

Neuerdings ist von Ponsard ein Flammofen mit geneigtem Herd empfohlen, in welchen die Erze am obersten Ende durchs Ofengewölbe eingebracht, mittelst eines Rechens ausgebreitet und die Rückstände am unteren Ende in einen Behälter entlassen werden. Die von der reducirenden Flamme erzeugten Zinkdämpfe treten mit den Gasen in einen Condensator am oberen Ende des Ofens, einen doppelwandigen Kasten mit dazwischen fliessendem Wasser, aus welchem die Gase in eine Regeneratorkammer ziehen und aus dieser erhitzt wieder in den Reductionsofen gelangen.

Jetzige Destillirmethoden.

Zur Zeit sind hauptsächlich nur die schlesische oder Muffel- und die belgische oder Röhren-Destillation in Anwendung. Je nachdem man bei ersterer die Flamme durch Oeffnungen im Gewölbe ins Freie abziehen lässt oder dieselbe nach unten durch Oeffnungen im Herde einer Esse zuführt, unterscheidet man die alte schlesische und die belgisch-schlesische Methode.

Der Kärnthner Apparat[4]) mit stehenden Röhren ist wegen discontinuirlichen Betriebes, unvollkommenen Ausbringens und der Schwierigkeit, eine grosse Röhrenzahl gleichmässig zu erhitzen und zu warten, längst verlassen, auch der englische Tiegelofen wegen sehr bedeutenden Kohlenconsums dem belgischen oder schlesischen Oefen, wenigstens für Erze, gewichen und nur noch untergeordnet zur Umdestillation von Zinkabfällen an wenigen Orten in England, z. B. zu Neath[5]), in Anwendung, wo Thon theuer, aber Steinkohlen sehr billig sind. Während auf 1 Theil Zink beim belgischen Process etwa 6—8 Thle. fette Kohlen, beim alten schlesischen 15—20 Thle. magere bei armen Erzen und 11—12 Thle. fette bei reichen Erzen (Swansea), beim belgisch-schlesischen Ofen 6—8 Thle. fette Steinkohlen kommen, so braucht der englische Ofen 22—27 Thle. fette Steinkohlen auf 1 Thl. Zink,

---

1) B. u. h. Ztg. 1862, S. 140. 2) Kerl, Met. 2, 722. B. u. h. Ztg. 1863, S. 281, 296, 396. 3) Berggeist 1861, No. 43. B. u. h. Ztg. 1866, S. 66, 439. 4) Kerl, Met. 2, 721. 5) B. u. h. Ztg. 1861, S. 430.

und zwar auf den alten Planrostfeuerungen; bei den neueren Gasfeuerungen stellen sich die Verhältnisse günstiger.

Auswahl und Vergleichung der belg. u. schles. Methode.

Bei der Auswahl der belgischen oder schlesischen Methode in einem vorliegenden Falle bilden die Basis Preise und Beschaffenheit von Thon und Brennmaterial, namentlich ob ersterer mehr oder minder feuerbeständig und zum Reissen nicht geneigt, letzteres lang- oder kurzflammig ist. Da sich der Verbrauch an Kohlen, Erz und Thon etwa wie 50 : 35 : 15 stellt, so führt man zweckmässig das Erz zu den Kohlen.

Bei einer Vergleichung[1]) beider Processe ergiebt sich Nachstehendes:

Der belgische Process mit einer grossen Anzahl Röhren in 7—8 Horizontalreihen erfordert

a) weniger aber langflammiges Brennmaterial (S. 356).

Die Röhren werden von der Flamme rings umspielt und bei geringeren Dimensionen von der Hitze rascher und leichter durchdrungen, als die grösseren Muffeln, welche bei der älteren Ofenconstruction mit ihrem Boden auf dem Herde stehen und nur seitlich und von oben von der Flamme getroffen werden; bei manchen Constructionen ist der Boden frei (Newton's Ofen[2]), Doppelöfen mit zwei Muffelreihen über einander). Muffeln lassen eine kurzflammige Kohle zu. Fette Kohlen gestatten eine Klinkerrostfeuerung und entwickeln beträchtlichere Mengen Gas mit einer gewissen Spannung, welche bei mageren Kohlen nur durch jedesmaliges Aufgeben grösserer Quantitäten Kohlen hervorzubringen ist. Nach Wabner[3]) lässt sich jedoch die Kurzflammigkeit der Kohlen durch geeignete Vorwärmungsanlagen an der Feuerung (Schlackenrost, Fischbauchroststäbe, niedrigen Aschenfall u. s. w.) bekämpfen.

b) mehr und feuerfesteren Thon.

Die nur an den beiden Enden aufgelagerten Thonröhren erweichen bei der stärkeren Feuerung leichter und werden leichter rissig, als die stabiler stehenden Muffeln und bei vorkommenden Brüchen von Röhren leiden die unterliegenden durch das Herabfallen der Bruchstücke leicht Schaden.

Man braucht deshalb für dieselbe Zinkproduction verhältnissmässig weniger Muffeln, als Röhren, jedoch sind die Muffeln schwieriger und langsamer anzufertigen. Auf 100 Kil. Zink rechnet man etwa 6 Frs. für Röhren und 4 Frs. für Muffeln. Ausser der Feuerfestigkeit des Thones (Bd. 1, S. 135) kommt noch besonders Plasticität beim Formen, Dichtigkeit im Feuer und die Eigenschaft in der Hitze zu reissen oder nicht in Betracht und haben in letzterer Beziehung manche belgische Thone Vorzüge vor den anerkannt feuerfesten englischen und schottischen. Weniger feuerfest sind die rheinischen und polnischen, in Oberschlesien angewandten Thone, so dass letztere der Einführung der belgisch-schlesischen Methode hinderlich waren. Während sich letztere noch zu Muffeln eignen, sind sie zu Röhren unbrauchbar.

c) eine feinzerkleinte Beschickung aus bereits angegebenen Gründen (S. 355).

Da die Zinkblende vor ihrer Röstung stark zerkleinert sein muss, so eignet sie sich am besten für das belgische System (Mühlheim a. d. Ruhr, Letmathe, Corphalie); hohe Thonpreise und kurzflammiges Brennmaterial können aber in ökonomischer Beziehung dem schlesischen System das Wort reden (Borbeck).

---

1) Kerl, Met. 2, 662. B. u. h. Ztg. 1867, S. 205. 2) Polyt. Centr. 1857, S. 798. 3) B. u. h. Ztg. 1867, S. 300.

d) reichere Erze.

Ob Erze bei einem gewissen Minimalgehalte noch zu verarbeiten sind, entscheidet hauptsächlich der Preis von Thon und Brennmaterial. Bei den in Belgien vorhandenen Preisen z. B. lassen sich Erze mit unter 40 Proc. Zinkgehalt meist nicht mehr mit Vortheil verhütten (wohl aber wenn bei 45 Proc. Zinkgehalt des Erzes die Gestehungskosten der Kohlen pro 1000 Kil. nicht über 15 Frs. und die des Thones nicht über 35 Frs. steigen), während in Oberschlesien bei weit niedrigeren Thon- und Brennmaterialpreisen Erze mit 12—20 Proc. Zink noch verhüttbar sind. Aermere Erze geben in Muffeln ein besseres Ausbringen wegen längeren Verweilens in der Hitze und geringerer Zerbrechlichkeit der Destillirgefässe, auch wohl weil die alten schlesischen Oefen nicht mit Essen versehen sind, welche beim Schadhaftwerden der Destillirgefässe ein Saugen und somit einen Zinkverlust veranlassen. Kieselgalmei, welcher eine höhere Temperatur als Zinkspath bei der Reduction bedarf, eignet sich für den belgischen Process besser, als für den schlesischen, indem die Temperatur in den Röhren rascher und vollständiger durchdringt, während die Beschickung bei noch nicht abdestillirtem Kern an den Wänden der Muffeln schon flüssig sein und diese zerfressen kann. Reductions- und Schmelzpunkt liegen häufig bei Kieselgalmei nahe bei einander und bedingt letzterer dann einen schleunigen Reductionsprocess.

e) grössere Geschicklichkeit der Arbeiter.

Die Wartung des Ofens ist beim belgischen Process difficil und namentlich ist es schwierig, in allen Theilen oben und unten, hinten und vorn eine gleichmässige Temperatur der Retorten zu erhalten. Auch müssen die Arbeiter abgehärteter sein, als bei den alten schlesischen Oefen. Neuere Verbesserungen derselben (Ableitung der Flamme nach unten, sowie Anbringung zweier Muffelreihen über einander erfordern jedoch langflammiges Brennmaterial und geschultere Arbeiter).

f) Die Production

ist bei belgischen Oefen grösser, als in schlesischen, weil der intensivere Process zwei- bis dreimal rascher verläuft, was zu reicheren Rückständen bei ersteren und einem bessern Ausbringen bei letzteren führt. Ein Uebelstand ist, dass die Charge immer nur eine bestimmte Zeit dauert, ohne Rücksicht auf den stattgehabten Ofengang.

g) Die Anlagekosten

sind bei den alten schlesischen Oefen geringer, als bei den schlesisch-belgischen Oefen, dagegen bei den neueren schlesischen Oefen höher, so wie auch dabei an Arbeitslöhnen gegen die belgischen nichts gespart wird.

Die Reparaturkosten werden bei schlesischen dadurch billiger, dass man schadhafte Stellen meist mit feuerfester Masse ausstampfen kann, während belgische Oefen feuerfeste Steine erfordern.

Die den schlesischen Oefen meist zugeschriebene längere Dauer ist zweifelhaft, seitdem man die belgischen Oefen, namentlich deren Vorwand verbessert hat. Wesentlich für die Dauer der Oefen ist, dass dieselben immer von denselben Arbeitern bedient werden. Die häufig längere Dauer der schlesischen Oefen (20 Monate gegen 15) kann deren geringere Production und die grösseren Anlagekosten ausgleichen.

h) Zerstörbarkeit der Destillirgefässe.[1])

Muffeln sind vorzuziehen, wenn die Rückstände zähe und feste Schlacken bilden; dagegen ist zweifelhaft, ob corrodirende Metalloxyde (Bleioxyd, Eisenoxyd u. s. w.) nachtheiliger sind bei der höheren Temperatur, aber kürzeren Dauer des belgischen Processes, oder bei längerer Dauer und minderer Temperatur in den schlesischen Oefen. Da die Röhren stärkere Neigung haben als Muffeln, so gelangt bei der Destillation entstehende flüssige Schlacke in ersteren leicht nach vorn, und somit aus dem Bereiche der Hitze. Auch lässt man wohl das untere Ende der Röhre auf einer hohlen, von Luft gekühlten Thonplatte (taque)

---

1) B. u. h. Ztg. 1867, S. 299.

aufliegen, wo das gekühlte Röhrenende weniger zerfressen wird. Sehr stark corrodirend auf die Gefässe wirkt Schwefeleisen, welches sich aus Eisenoxyd und Zinksulfat enthaltender Blende bilden kann. Der von gröberem Korn angewandte Galmei bietet den Gefässwänden weniger Berührungsfläche, als die feine Blende. Als Mittel zum Schutz der Gefässe gegen Corrosion und Durchdringung von Zinkdämpfen hat man eine Beimengung von Cokes zur Thonmasse und eine innere Glasur[1]) angewandt, z. B. von Eisenhohofenschlacken, Alkalien, alkalischen Erden, Lehm u. s. w.

Anwendbarkeit der Ofensysteme.

Nach Vorstehendem empfehlen sich im Allgemeinen schlesische Oefen besonders bei billigem kurzflammigen Brennmaterial und theurem Thon (Oberschlesien), belgische bei theurem, aber langflammigem Brennmaterial und billigem, sehr gutem Thon (Belgien, Westphalen). Bei langflammigem Brennmaterial kann die belgisch-schlesische Methode mit nach abwärts gehender Flamme Vortheile gewähren.

In Belgien und Westphalen giebt es Hütten, welche Galmei und Blende nach belgischer Methode (Moresnet, Angleur, St. Leonard. Mühlheim a. d. Ruhr) und nach belgisch-schlesischem Verfahren verhütten (Flône, Valentin Cocq, Borbeck, Stolberg) und in beiden Fällen bei gleich günstigen Verhältnissen für die Beschaffung von Kohle, Thon und Erz nahezu dieselben Productionskosten haben, indem der Mehrverbrauch an Thon beim belgischen Process durch den Minderverbrauch an Steinkohlen gegen den schlesischen sich ausgleicht. Im Allgemeinen kommt in Belgien der Thon doppelt so theuer, als das Brennmaterial, und je nach dem Schwanken dieses Verhältnisses in dieser oder jener Gegend richtet sich hauptsächlich die Auswahl des Processes.

Verhüttungskosten.

Die Verhüttungskosten bei den verschiedenen Methoden sind nach älteren Angaben für 100 Kil. Zink beispielsweise folgende[2]):

	Alter schles. Proc.	Belgisch-schles. Proc.		Belgisch. Proc.
	Lydogniahütte. Galmei. a.	Valentin-Cocq. Galmei. b.	Borbeck. Galmei u. Blende. c.	Moresnet. Galmei. d.
Arbeitslohn	6.00 Frs.	4.16 Frs.	5.00 Frs.	4.50 Frs.
Kohlen	8.40 „	7.33 „	10.69 „	5.25 „
Muffeln	1.66 „	0.62 „	1.90 „	— „
Schmelzkessel		— „	— „	— „
Röhren	— „	— „	— „	2.28 „
Vorlagen	— „	— „	— „	0.43 „
Sonstige feuerfeste Massen	— „	0.50 „	0,75 „	0.08 „
Eisenwerk	0.32 „	0.05 „	0.05 „	0.06 „
Ofenbau und kleine Reparaturen	0.50 „	— „	— „	— „
Generalkosten	0.68 „	— „	— „	— „
	17.56 Frs.	12.66 Frs.	17.58 Frs.	12.60 Frs.

a) 1 Tonne polnischer Thon zu 9.4—11.25 Frs., 1000 Kil. Kohlen zu 6—7 Frs., Zinkausbringen 15—19 Proc. Kosten einer Muffel 5.5 Frs.; auf 1 Thl. Zink gehen 20 Thle. Steinkohlen; Arbeitslöhne 8—10 Frs. pro 12stünd. Schicht. b) 1000 Kil. Kohlen 9.6 Frs., belg. Thon 15.25—15.65 Frs., Muffel 4.84 Fr., Vorlage 0.29 Frs.; Ausbringen 38 Proc. c) 1000 Kil. belg. Thon 32.39 Frs., rheinischer Thon 14.82 Frs., Steinkohlen 14 Frs., Blende mit 48—50 Proc. Zn und 25—30 Proc. Galmei mit 35—37 Proc. Ausbringen. Darstellungskosten bei demselben Aufwand an Kohlen, feuerfesten Massen und Arbeitslöhnen um 5 Frs. höher als in Belgien wegen höherer Thon- und Kohlenpreise und grösseren Metallverlustes bei der Blendeverhüttung. d) Bei denselben Materialpreisen wie zu Valentin Cocq braucht man pro 1000 Kil. 216 Kil. Kohlen weniger, dafür aber mehr Thon, so dass die Darstellungskosten bei 17 Frs. täglichem Arbeitslohn pro Ofen nahe gleichkommen.

---

1) Percy, Metallurgy. 1, 594. B. u. h. Ztg. 1860, S. 92; 1861, S. 40; 1862, S. 140. Dingl. 158, 157. 2) Kerl, Met. 2, 704, 716, 717.

Ofendimensionen

Aus einer Zusammenstellung der Dimensionen verschiedener Oefen, ihrer Roste und des Volums der Gefässe von Havrez[1]) ergiebt sich, dass es vortheilhaft ist, wenig voluminöse Gefässe mit dünnen Wänden, aber mit grossen Heizoberflächen zu haben. Auch Wabner[2]) hat eine Vergleichung der Rost- und Herddimensionen verschiedener Oefen gegeben.

Neuere Verbesserungen.

Neuere Verbesserungen beim Zinkhüttenbetriebe haben zum Zwecke:

1. eine Ersparung an Brennmaterial (welche bei den fortwährend steigenden Kohlenpreisen geboten ist, da das Zink naturgemäss bei seinen Eigenschaften im Preise nicht hoch mehr steigen kann), und zwar:

Feuerungsvorrichtungen.

a) durch zweckmässigere Abänderung der Feuerung. Die gewöhnlichen Planrostfeuerungen leiden an dem Uebelstande, dass bei dem periodischen Aufgeben festen Brennmaterials die Wärmeentwicklung sehr unvollständig ist; es erzeugen sich beim Aufgeben eine grosse Menge Gase, die bei der gesunkenen Temperatur nur unvollständig brennen. Auch müssen die Kohlen besondere Eigenschaften besitzen, wenn lange Flammen erforderlich sind. Zur Beseitigung dieser Uebelstände sind in Anwendung gebracht:

Siemens'sche Feuerung.

α) Siemens'sche Regenerativgasfeuerungen[3]) (Bd. 1, S. 130) weniger bei belgischen Oefen (Belgien) als bei schlesischen Oefen (Fig. 208), Birkengang bei Stolberg seit 10 Jahren, Münsterbusch, Freiberg, Antonien- und Paulshütte in Oberschlesien, England), welche letzteren sich wegen Disposition der Oefen, der Grösse der Apparate und des grösseren Brennstoffverbrauches besser empfehlen. Als Vortheile hat man erreicht: eine bedeutende Brennstoffersparung, weniger Verlust an feuerfesten Gefässen, bessere Arbeit und grösseres Zinkausbringen, namentlich durch gesteigerte Haltbarkeit der Muffeln (nur 15 Proc. Zinkverlust zu Birkengang); dagegen erfordern die Regenerativöfen ein bedeutendes Anlagecapital, gute Steinkohlen, für jede Sorte derselben eine durch Versuche zu ermittelnde bestimmte Höhe der stehenden Abkühlungsröhre zur Zugerzeugung und überall eine sorgsame Wartung, während eine gewöhnliche Gasfeuerung die Anwendung minderen Brennmaterials zulässt. Man muss die Regeneratoren von dem sich ansetzenden Zinkoxyd leicht reinigen können. Namentlich setzt sich letzteres mehr in den Luftkammern, als in den Gaskammern ab, indem sich dasselbe in letzteren reducirt und verflüchtigt. Durch Anwendung der Gasfeuerung ist man bei schlesischen Oefen auf denselben Brennmaterialverbrauch wie bei belgischen gekommen oder selbst darunter.

Fig. 194.

Boëtius'sche Feuerung.

β) Boëtius'sche Gasfeuerungen[4]) (Fig. 194. 195). *A* Generatorschacht, z. B. 1.8—2 M. hoch, 0.75 M. breit und 0.90 M. tief. *a* geneigter Rost unterhalb der Chargirplatte von

1) Karl, Met. 2, 669. 2) B. u. h. Ztg. 1867, S. 341. 3) Krans, étude sur le four à gaz etc., Paris, Lacroix 1869, p. 123. B. u. h. Ztg. 1867, S. 362; 1869, S. 405; 1870, S. 93, 115. Steinmann, Ergänzungsheft z. Comp. d. Gasfeuerung 1869, S. 21. 4) B. u. h. Ztg. 1869, S. 453; 1870, S. 165. In Brixlegg ebend. 1873, S. 94.

Thon. *b* Luftzuführungsöffnung. Die Verbrennungsluft für die Feuergase circulirt bei *n* in den hohlen Ofenwänden und bei *m* in der Feuerbrücke und strömt aus beiden, resp. bei *c* und *d* erhitzt, aus. Diese Vorrichtung hat — meist mit den Modificationen, dass man die Chargirplatte verkleinert und den noch schräger gestellten Rost verlängert, um die Verbrennungsfläche zu vergrössern, ferner, dass man die Verbrennungsluft nur in den beiden Seitenwandungen sich erhitzen und dann durch Oeffnungen in denselben seitlich oder von oben (Fig. 192) zu den Feuergasen treten lässt — wegen grösserer Einfachheit und Billigkeit, als der Siemens'sche Apparat, und guter Leistungen hinsichtlich Ersparung von Brennmaterial (30 Proc.) und Gefässen, sowie grösseren Ausbringens eine allgemeine Verbreitung gefunden, zumal der Apparat keine grösseren Räumlichkeiten bedingt, als für den gewöhnlichen Zinkofen erforderlich (Gladbach, Dortmunder Zinkhütte, Brixlegg). Die Verbrennungsluft muss da zugeleitet werden, wo die höchste Temperatur zu erzielen ist, also kurz vor dem Eintritt in den Ofen, nicht in dem Generator selbst, weil dieser sonst zu heiss wird und zu sehr leidet. Auch Blenderöstöfen sind mit Boëtiusfeuerung versehen (Fig. 192). Die Destillröfen zu Brixlegg enthalten theils 80, theils 136 Muffeln. Zur Dortmunder Hütte soll der Zinkverlust je nach der Bedienung des Ofens nur 9—11 Proc. betragen. Sonstige Gasfeuerungen haben noch Johannisthaler Hütte in Unterkrain[1]), Borbeck u. a.

Fig 195.

Treppenrost.

γ) Treppenroste, namentlich bei belgischen Oefen (Letmathe), wohl mit Ober- und Unterwind (Belgien), sowie Planroste mit Schlackenrost und Unterwind, auch wohl mit Oberwind (Silesiahütte[2]) in Oberschlesien) behuf Anwendung von aschenreichem Kohlengrus (Staubkohle). Letzterer erfordert eine verhältnissmässig starke Windpressung.

Oberwind.

δ) Zuführung von Oberwind in den Muffelraum der schlesischen Oefen. Dähne[3]) leitet in den Raum hinter dem Rost durch diesen im Gewölbe heisse Luft, wobei durch Verbrennung der noch unzersetzten Feuergase der Muffelraum sich erweitern lässt.

Brennmaterialstaub.

ε) Anwendung von staubförmigem Brennmaterial. Dähne's Schüttofen[4]), bei welchem magere Gruskohle mittelst eines kaffeemühlenähnlichen Apparates zerkleinert durch das Gewölbe von einer Destillirröhre des belgischen Ofens auf die andere fällt, hat sich in England und auch zu Letmathe nicht bewährt; die Brennmaterialasche zerstörte die Röhren und hemmte den Zug. Dagegen sind mit grossem Vortheil in Spanien Zinköfen construirt, bei welchen der niederfallende Brennmaterialstaub mit den Destillirgefässen nicht in Berührung kommt. Bei bedeutender Brennstoffersparung und grösserem Ausbringen wegen gleichmässiger Temperatur ist dabei die Feuerung vom Arbeiter unabhängig, welcher den Rost nicht zu beschicken und zu räumen braucht, es bleiben keine unverbrannten Brennstofftheile zurück und die Anlage ist billiger als Gasgeneratoren, welche geschickte Arbeiter erfordern (Hauzeur's Patent v. 2. Dec. 1871).

Production und Ausbringen.

2. Vergrösserung der Production und des Ausbringens, grossentheils in Folge der verbesserten Feuerungen.

Die Vermehrung der Destillirgefässe findet bald ihre Grenze in dem Ungleichwerden der Temperatur in den verschiedenen Ofentheilen, sowie auch darin, dass der Arbeiter den Ofen nicht mehr beherrschen kann. Wo es sich bei sehr reinen Erzen um das möglichst vollständige Ausbringen eines Zinkes von höherem Handelswerthe handelt, ist man wohl auf kleinere Oefen wieder zurück-

1) B. u. h. Ztg. 1873, S. 200. 2) Maschinenconstructeur 1870, Hft. 8. B. u. h. Ztg. 1867, S. 314, Taf. 10, Fig. 7—9. Ztschr. d. Ver. deutsch. Ingenieure 1866, 10, 495. 3) B. u. h. Ztg. 1865, S. 145; 1866, S. 126, Taf. 3, Fig. 14—19. 4) B. u. h. Ztg. 1868, S. 766.

gegangen (Spanische Oefen mit Staub-Flammfeuerung). Eine Vermehrung der Destillirgefässe und damit der Production ist besonders möglich geworden durch die Gasfeuerung, bei nach unten abgeleiteter Flamme und langflammigen Kohle in Doppel- und Tripelmuffelöfen, durch geeignetere Gestalt der Destillirgefässe — ovale Röhren in belgischen Oefen, drei Reihen elliptischer Muffeln über einander, so dass sich dieselben nicht decken, nach Dähne zur Ersparung von Brennstoff und Thon, sowie zur Erzielung grösserer Production u. s. w., durch zweckmässige Einrichtung der Vorderwand bei belgischen Oefen (Dähne's Honigscheibenbrust[1]), Letmather Einrichtung) u. A. — Zur Erhöhung des Ausbringens hat wesentlich beigetragen die gleichförmige Temperatur bei Gasfeuerungen, die Herstellung dichterer Destillirgefässe durch geeigneteres Material und Glasiren (S. 359), die Zugutemachung der Rückstände (z. B. durch Aufbereitung unter Wiedergewinnung von Kohle, dann Benutzung des Angereicherten zur Herstellung von Zinkweiss in Flammöfen, S. 254); Ertheilung von Prämien[2]) an die Arbeiter für Mehrausbringen nach einer gewissen Scala, wobei die zuletzt erfolgenden Mengen Zink höher bezahlt werden, als die ersten; kürzere Arbeitszeit (12 St. statt früher meist 14 St.), wo dann der Ofen besser geleitet wird zum Vortheil des Ausbringens.

Destillirgefässe.

3. Verbesserung der Destillirgefässe.

Diese beziehen sich nicht sowohl auf deren Gestalt (ovale Röhren und Muffeln), als auf das Material dazu, welches man neuerdings in Belgien quarzreicher und den Dinassteinen (Bd. 1, S. 138) ähnlich zusammengesetzt hat, und zwar z. B. zu Destillirröhren aus $^1/_3$ Andenner Thon mit 60—70 Proc. Kieselsäure, $^1/_3$ scharfem und ungleichkörnigem Sand und $^1/_3$ Chamotte, was eine Masse mit etwa 94 Proc. Kieselsäure giebt, während sie sonst viel thonerdereicher war. Die Ingredienzien werden bis zu 2 Mm. Korn unter Kollermühlen gemahlen, im trocknen Zustande mittelst Schaufelns und Durchsiebens gut gemengt und unter Wasserzusatz im Thonschneider geknetet. Röhren aus solcher Masse noch mit Lehmglasur versehen, stehen weit besser im Feuer, als die thonerdereicheren, lassen bei geringerer Wandstärke (2 Cm.) kein Zink durch, geben weniger Bruch, werden namentlich von kieselsäurereichen Erzen wenig angegriffen, sind billiger (Röhren kosten z. B. 1.20 Frs. gegen früher 3 Frs.) und lassen wegen geringerer Wandstärke die Hitze besser durch. Auch werden Quarzsteine zweckmässig zum Ofenbau verwandt (Mühlheim). Das Trocknen der Thongefässe geschieht weit besser — als früher mittelst im Trockensaale oder darunter aufgestellter Heizöfen — durch in tieferem Niveau angebrachte Caloriferen (z. B. von Reinhardt in Darmstadt), aus doppelwandigen wellenförmigen Blechen construirt, welche von Innen geheizt werden, während die Luft zwischen den Wänden aufsteigt, an einer Seite des Saales oben eintritt und am entgegengesetzten Ende mit Wasserdämpfen geschwängert durch eine Oeffnung im Boden entweicht, wo dann die Temperatur im Saale nahezu ganz gleichförmig ist.

Arbeiterschutz.

4. Schutz der Arbeiter.

An den schlesischen Oefen, welche früher den Rauch immer durch Oeffnungen im Gewölbe in die Hütte entliessen und dadurch den Arbeiter sehr belästigten, hat man bei aufwärts oder absteigender Flamme (belgisch-schlesische Oefen mit gleichzeitig bedeutender Brennmaterialersparung) Essen[3]) angebracht, sowie bei belgischen und schlesischen Oefen nach unten in Gewölbe führende Schlitze, durch welche die Rückstände beim Ausräumen der Destillirgefässe hinabgleiten und somit aus dem Arbeitsraum entfernt werden. Früher hatte man vor den Röhrenreihen zu Borbeck Klappen zum Schutze der Arbeiter gegen die Hitze beim Ausräumen.

1. Capitel. Alte schlesische Zinkgewinnungsmethode.

Wesen der Methode.

156. Allgemeines. Diese Methode[4]) ist dadurch characterisirt, dass in einem nach Art der Glasöfen überwölbten, zu beiden

1) B. u. h. Ztg. 1868, S. 66. 2) Ztschr. d. Ver. deutsch. Ingen. 16, 168. 3) Klemann, die Zinkgewinnung in Oberschlesien, Breslau 1860. Julien, Zinkgewinnung in Oberschlesien in B. u. h. Ztg. 1861, S. 396. B. u. h. Ztg. 1867, S. 300, 313, Taf. 10, Fig. 1—6. 4) Geschichtliches: Schles. Wochenschr. 1859, No. 34. B. u. h. Ztg. 1860, S. 328; 1871, S. 116.

Seiten einer in der Mitte des Herdes tief gelegenen Feuerung auf diesem stehende Muffeln von der Flamme magerer, kurzflammiger Steinkohlen seitlich umspielt werden, worauf die Flamme theils durch seitliche Oeffnungen in Räume zum Calciniren des Galmeies, zum Tempern der Muffeln und zum Umschmelzen des Zinks, theils durch Oeffnungen im Ofengewölbe in's Freie zieht, die entwickelten Zinkdämpfe aber in einer knieförmig gekrümmten Vorlage sich zu flüssigem Zink condensiren, welches durch den vertikalen Theil der Vorlage in ausgesparte Räume (Tropflöcher) tröpfelt, in denselben erstarrt und dann nochmals umgeschmolzen wird. Die Rückstände fallen beim Ausräumen auf die Hüttensohle.

Schattenseiten.

Sowohl durch Anhäufung der Rückstände im Arbeitsraume, als durch das Ausströmen des Ofenrauches ins Freie erwachsen den Arbeitern bedeutende Belästigungen, das Brennmaterial wird unvollständig ausgenutzt (auf 1 Thl. Zink gehen bis 20 Thle. Kohlen), es oxydirt sich viel Zink in den Tropflöchern (summarischer Zinkverlust bis 30 Proc. und mehr) und beim Chargiren der neben dem Destillirofen liegenden Calcinirräume tritt eine unerwünschte Abkühlung desselben ein. Eine solche findet auch leicht in Folge des durch den Mangel an Essen öfters erforderlichen Lüftens des Rostes und Oeffnen des Schürlochs zur Zuführung von Verbrennungsluft statt.

Gründe für die Beibehaltung d. Systems.

Trotz dieser Nachtheile hat man diese Ofenconstruction in Schlesien theilweise bis in die neueste Zeit beibehalten, weil die magere kurzflammige Kohle, wie Versuche ergeben haben, bei Ableitung der Feuergase in einen Canal oberhalb des Ofens und von da in eine Esse eine zu rapide Verbrennung erleidet, die Feuergase ohne Spannung zu rasch entweichen, kleine Cokesstückchen durch den Rost fallen, kalte Luft durch denselben eindringt und durch Abkühlung des Ofens das Zinkausbringen zurückgeht. Weder Zuführung von Luft über dem Roste[1]), noch Gasfeuerung[2]), noch das belgisch-schlesische System haben sich in Oberschlesien für die zur Disposition stehende magere Steinkohle früher bewährt, während man neuerdings letzteres System bei passender Modification, z. B. Anwendung von Unterwind, mit Erfolg zur Ausführung gebracht hat[3]) (s. Cap. 2). Bei fetten Steinkohlen geben Essen eine gute Wirkung an den alten schlesischen Oefen (England[4]). Wenn trotz der aufgeführten Schattenseiten der alten schlesischen Methode dieselbe in Oberschlesien mit armen, ein Ausbringen von durchschnittlich 14 Proc. Zink gebenden Erzen nicht höhere Selbstkosten verursacht, als der Process mancher westphälischen Hütten, welche mit 40—45 Proc. Zink haltenden Erzen nach der vollkommeneren belgisch-schlesischen Methode arbeiten (S. 356), so hat dieses seinen Grund theils in billigeren Preisen der Rohmaterialien, theils in der möglichsten Oekonomie bei Anlage der Hütten und beim Betriebe. Die Hütten Rheinland-Westphalens sind zum Theil noch begünstigt durch die gleichzeitige Gewinnung der Zinkerze mit Bleierzen, die Verwendung mancher fremder Erze u. s. w.

Oberschles. Ofen ohne Esse.

157. Destilliröfen. Der alte oberschlesische Ofen hat nachstehende Einrichtung (Fig. 196—198).

a Galmeicalcinirräume zwischen zwei Oefen (Doppelofen), durch Füchse *k* mit dem Destillirraum verbunden und in 0.89 M. Höhe mit der gemauerten oder aus Thon aufgestampften starken Kappe *g* versehen. *b* Rost, 1.66 M. lang, 0.39 M. unten und 0.47 M. oben breit und 0.78 M. unter dem Herd. *d* 20 Muffeln, und zwar 12 kleinere und 8 grössere, durchschnittlich 117 Cm. lang, 56 Cm. hoch und unten 22, oben 25 Cm. weit (aussen gemessen), je 2 in einer 0.73 M. hohen und 0.65 M. weiten Nische (Vorkapelle) befindlich und durch 1.33 M. lange und 0.1 M. dicke Scheidewände getrennt. *c* Schürloch, 0.55 M. über der Herdsohle und

---

1) B. u. h. 1849, S. 277. 2) Ebend. 1850, S. 667. 3) Ebend. 1867, S. 300, 313. 4) Kerl, Met. 2, 695, 709.

nach Innen zu in den sog. Schlund mündend. *h* in's Freie gehende niedrige Schornsteine. *e* Muffelglühraum von 1.88 M. Länge, 0.71 M. Breite und 0.42 M.

Fig 196.

Höhe. *f* Raum zum Umschmelzen des Tropfzinkes in einem Kessel. *s* Rösche, 2.2 M. hoch mit Querrösche *w*. *q* die Ausräumöffnung verschliessende und mit Thon mittelst einer Zange anlutirte Thonplatte. *r* horizontaler Hals der Vorlage, am Kopfe mit der durch eine Thonplatte zu verschliessenden Chargir- und Raumöffnung *o* versehen. *m* die in das Tropfloch *n* mündende Tropfröhre (dieselbe muss direct, weiter rechts, als die Zeichnung angiebt, in das Tropfloch münden). Der Raum zwischen Muffel und Kappe wird vorn mit Thon verschlossen und vor die Vorlagenräume eine Thür mit einer Oeffnung in der Mitte gesetzt, durch welche letztere man Kühlungsluft zuführen und den Vorlagenhals bei einer Verstopfung mittelst Drahtes ausräumen kann. Bei den neueren Oefen der Silesiahütte sind die Vorlagenräume mit Schlitzen versehen, durch welche die ausgeräumten Rückstände hinabgleiten in Gewölbe.

Fig. 197.

Fig. 198.

Der von Klemann[1]) für oberschlesische Hütten construirte Essenofen hat sich nicht bewährt. Das Saugen der Essen soll bei schadhaft gewordenen Gefässen den Zinkverlust erhöhen.[2]) Klemann's Essenofen.

Der englische Essenofen[3]) für fette Kohlen mit 4.26 M. weitem und 0.84 M. hohem Herdraum hat zwei Reihen von Füchsen seitlich im Gewölbe, die in zu einer Esse führende horizontale Canäle münden; Oeffnungen mitten im Gewölbe dienen zum Ausbessern schadhafter Muffeln; die in der Muffel *A* (Fig. 200) befindliche Tropfröhre *e* geht tief ins Tropfloch hinab. Englischer Essenofen.

Fig. 199. Fig. 200.

A Muffel, innen 1.26 M. lang, 0.47 M. hoch und 0.21 M. weit. *a* Vorsprünge. *b* Steg. *c* Ausräumöffnung, mit Thonplatte *k* verschliessbar *d* Oeffnung zur Aufnahme des thönernen Vorlagenhalses *e* von 0.16 M. Weite, von 0.87 M. Höhe am Tropfrohr und 0.47 M. Länge; Tropfröhre in 2 Theilen, der obere *f* von 0.09 M Weite und 0.29 M. Länge von Gusseisen, der untere *g* von Eisenblech, 0.10 M. weit und 0.45 M. hoch. *h* Chargiröffnung, mit Thonplatte verschliessbar.

Die Thoncomposition zu Muffeln wird aus getrocknetem zerschlagenen Thon mit etwa $^1/_3$ bis auf 3—4 Mm. Korngrösse unter Kollermühlen zerkleinter gesiebter Chamotte (alte gereinigte Muffelstücke) in Lagen übereinander ausgebreitet, mit etwa 16 Proc. Wasser angefeuchtet, durch Handarbeit oder in Knetmaschinen[4]) (Petrins) zu einem homogenen Teig angeknetet und daraus Muffeln nach folgenden Methoden geformt: Muffeln.

a) Mittelst Handarbeit. Aushöhlen eines massiven Prismas mit quadratischem Querschnitt von der Breite der Muffel zur Bildung von Boden und Untertheil der Wände, Formirung der Seitenwände und des Gewölbes durch Aufsetzen und festes Aufkneten von Thonplatten, Ausschlagen des Innern der Muffel mit einem hölzernen Hammer zum Dichten und zur Herstellung der richtigen Form, Ankneten von Vorsprüngen *a* (Fig. 199, 200) in der Mitte der vorderen offenen Seite zur Auflagerung eines Thonstreifens (Steg) *b*, unter welchem dann die Ausräumöffnung *c* und darüber die Oeffnung *d* zur Aufnahme des Vorlagenhalses *e* offen bleibt (Oberschlesien[5]). Formmethoden.

1) Klemann, die Zinkgewinnung in Oberschlesien 1860, Taf. 2 u. 3. B. u. h. Ztg. 1867, S. 313. 2) Kerl, Met. 2, 667. 3) Kerl, Met. 2, 625, Taf. 8, Fig. 194—197. 4) Kerl, Met. 2, 675, Taf. 7, Fig. 197. 5) B. u. h. Ztg. 1861, S. 401.

b) Mittelst Formen, aus einzelnen mit Leinwand überzogenen Theilen und an Charnieren sich drehenden Seitenwänden bestehend. Aufkneten der Muffel bei aufrecht stehender mehrtheiliger Form aus Thonsträngen (Swansea[1]) oder Thonplatten oder Einlegen einer Thonplatte[2]) als Boden in die kastenförmige horizontal liegende Form mit seitlichen Klappen, Aufbiegen der Platte, Abschrägen der Ränder, Aufkneten der Seitenplatten auf dieselben, inwendiges Dichtklopfen, Aufsetzen einer Gewölbechablone, Belegen derselben mit der das Gewölbe der Muffel bildenden Thonplatte, demnächst nach einigem Abtrocknen Herausziehen der Chablone und Wegnehmen der Umhüllung, Stützen der Muffel seitlich und innen, bis sie hinreichend fest geworden (Belgien, Westphalen, Rheinland). Trocknen der Muffeln während etwa 2 Tagen an der Luft, dann monatelang in Trockenkammern, von gewöhnlichen Oefen oder Caloriferen (S. 362) geheizt, bei allmählig steigender Temperatur, Brennen derselben durch die abgehende Flamme der Destilliröfen im Raume *a* (Fig. 198) oder in besonderen Oefen durch directe Feuerung (Fig. 201. 202) (Westphalen, Rheinland, Belgien)[3]) Die Muffelzahl beträgt per Ofen gewöhnlich 20, doch ist man bei neueren Oefen (Silesiahütte) bis auf 30 gegangen.

Fig. 201 u. 202.

Fig. 201, 202. *a* Rost, 0.78 M. Q. *b* Gewölbbogen mit 12 Flammlöchern. *c* Glüheraum, 1.57 M. Q. und 0.94 M. hoch. *d* Füchse. *e* Schornstein. *f* Schieber vor der Eintragöffnung.

Vorlagen.

Herstellung der Vorlagen aus weniger feuerfestem Thon durch Handarbeit über einem hölzernen prismatischen Dorn (Oberschlesien[4]) Fig. 197) oder in besonderen Formen (Swansea[5]) Fig. 200), Trocknen und Brennen.

Operationen.

158. Destillirverfahren. Dasselbe erfordert nachstehende Operationen: Austrocknen des Ofens während mehrerer Tage an der Luft, vorsichtiges Anfeuern desselben, Einbringen der glühenden Muffeln aus dem Temperofen auf eine Unterlage von Sand auf die Bänke im Feuerungsraum, Ausfüllen der Zwischenräume zwischen Muffeln und Pfeilern mit Ziegelstücken und Lehm, Befestigung der Vorlagen an den Muffeln, Verschmieren aller Ritzen mit Lehm, allmähliges Eintragen der Beschickung, so dass die Oefen etwa am 7ten Tage ihre volle Charge haben, mittelst Ladeschippen (Fig. 203 *c*) durch die Oeffnung *o* in der Vorlage (Fig. 197) (die grösseren und dem Feuer nächsten Muffeln erhalten stärkere Ladungen), Verschliessen der Oeffnung *o* mit einer Thonplatte, Schliessen der Vorsetzthüren vor den Vorlagenräumen, Absatz von Zinkstaub in den ersten 2—3 St. in dem kalten Vorlagenhals, öfteres Aufstockeln des-

Fig. 203.

1) Percy, Metallurgy 1, 559. 2) B. u. h. Ztg. 1859, S. 406. 3) Kerl, Met. 2. 633.
4) Ebend. 1861, S. 415. 5) Percy, Metallurgy 1, 561.

selben mittelst eines gekrümmten Eisendrathes, zunehmendes Auströpfeln des Zinks in die Tropflöcher während 6—8 St. bei eingetretener Weissgluth im Ofen, Constantbleiben der flüssigen Menge während 6—8 St., allmählige Abnahme derselben nach 24 St., Entfernung der zum Stimmen der Temperatur dienenden Vorsetzthür, Oeffnen von *o*, Herziehen des flüssigen Zinks aus *r* nach *m*, Ausräumen der Rückstände durch *q* mittelst Kratze (Fig. 203 *a*) nach einer oder mehreren Chargen, Abstossen von Ansätzen mittelst Räumeisens (Fig. 203 *b*), Dichten schadhafter Muffeln durch Thonpflaster oder Erneuerung derselben, Chargiren von Neuem, Umschmelzen des Tropfzinks in eisernen Kesseln. Man besetzt entweder beide Muffelseiten gleich nach einander oder die eine etwa 8 St. später, um ersteren Falles dem Arbeiter die langdauernde und anstrengende Arbeit zu erleichtern, aber das Ausbringen leidet durch das spätere Besetzen der einen Reihe, während die andere in voller Hitze steht.

Beispiele. Oberschlesien.

Oberschlesien.[1]) Charge für 24 St. bei Oefen mit 20 Muffeln 750—800 Kil. Galmei, 2.2 Hectolit. Steinkohlen und 2.2 Hectol. Cindes; bei Oefen mit 24 und 26 Muffeln (Silesiahütte) resp. 900 und 1000 Kil. Galmei. Die 20muffligen Oefen haben sich am besten bewährt. Selbstkosten s. S. 359. Muffeldauer 6 bis 8 Wochen. Im vorigen Decennium betrug das Ausbringen durchschnittlich 14.07 Proc. und es kamen auf 100 Kil. Zink 724 Kil. Galmei und 10.48 Ton. (à 168 Kil.) = 23 Hectolit. = 1760 Kil. Kohlen, also auf 1 Thl. Zink etwa 17 Thle. Kohlen.

Swansea. Swansea[2]). Charge pro 24 Muffeln (Fig. 200) 711 Kil. geröstete Blende, 68 Kil. Zinkkrätze, 254 Kil. Kohlenkläre, 101 Kil. Cindes; pro Muffel 32.2 Kil.; Verbrauch in 24 St. 1243.6 Kil. fette und 1421.6 Kil. magere Kohle und 254 Kil. Cindes; nahe $11^1/_2$ Thle. Kohlen auf 1 Thl. Zink. Ausbringen von 36.4 Proc. Zn aus gerösteter Blende mit 43.4 Proc. Zn, Verlust bei der Röstung $1^1/_2$ Proc., beim Destilliren 7.4 Proc., zusammen 9 Proc. Dauer der Campagne etwa 13 Mon. — Neuerdings auch Destillation in stehenden Muffeln bei continuirlichem Betriebe, welche in gleicher Zeit 4mal so viel Erz durchsetzen und wegen steter Bewegung der Beschickung, die die Passage der Zinkdämpfe sehr begünstigt, einige Proc. Zink mehr geben.

Stolberg. Stolberg. Frühere Galmeiverhüttung zu Steinfurth[3]) und Zinkblendeverhüttung zu Münsterbusch[4]) und Birkengang, neuerdings in belgisch-schlesischen Oefen.

2. Capitel. Belgisch-schlesische Zinkgewinnungsmethode.

Wesen der Methode.

159. Allgemeines. Eine aus langflammigen Steinkohlen entwickelte Flamme zieht vom Feuerungsraum aus gegen das Gewölbe, kehrt von da, die Muffeln und namentlich deren unteren Theil vollständiger umspielend, zum Herd zurück und zieht durch Oeffnungen in demselben in einen gemeinschaftlichen Canal nach unten hin ab, welcher entweder direct in eine Esse mündet oder die abgehenden Feuergase zuvor Calcinirräumen zuführt (Godullahütte in Oberschlesien). Bei dieser Einrichtung wird an Brennmaterial gespart (6—8 Thle. Kohlen auf 1 Thl. Zink), das Ausbringen steigt und der lästige Rauch wird in eine Esse geführt. Langflammige Steinkohlen haben die Vermehrung der Muffelzahl in einem Ofen bis auf 40, Gasfeuerung sogar bis auf 136 gestattet. Die Vorlagen hat man

Vorzüge.

1) Kerl, Met. 2, 700. B. u. h. Ztg. 1863, S. 123; 1871, S. 116. 2) Percy, Metallurgy 1, 558. 3) Kerl, Met. 2, 706. 4) Ebend. 2, 707.

Schwefelzink. So enthalten z. B. Spanische Galmeie 2—5 Proc., während diejenigen von Monsüet (Vieille-Montague) daran am ärmsten sind. In grösseren Mengen finden sich Ablagerungen in Mexico. Als Material für die Cadmiumgewinnung kommen hauptsächlich in Anwendung: Zinkofenrauch, der zu Anfang der Zinkdestillation erfolgende braune, in den Vorlagen sich zuweilen condensirende Rauch, Zinkoxyd im Gemenge mit bis 30 Proc. Cadmiumoxyd; ferner Zinkstaub aus den Ballons (S. 368), sowie zuweilen cadmiumhaltiges Zink.

Methoden.

173. Cadmiumgewinnung. Diese geschieht seltener auf theilweise nassem, als auf trocknem Wege.

Trockner Weg.

1. Trockner Weg. Demselben liegt das Verhalten zum Grunde, dass beim Erhitzen eines Gemenges von Zink- und Cadmiumoxyd mit Kohle sich letzteres in niedrigerer Temperatur (eben Rothgluth) als ersteres reducirt, dampfförmig entweicht und sich condensirt. Man reichert wohl das Cadmiumoxyd vor der eigentlichen Reduction zu Metall durch wiederholtes Erhitzen bei niedriger Temperatur mit Kohle in Muffeln und dann Auffangen in Ballons an.

Becquerell giebt den Siedepunkt von Cadmium und Zink bei resp. 720 und 891° C., Deville bei resp. 860 und 1040° C. an. Das Cadmium schmilzt bei 355° C. und verflüchtigt sich in höherer Temperatur mit erstickenden orangerothen Dämpfen, welche beim Einathmen Kopfweh, Ekel und Brustbeschwerden hervorbringen. Spec. Gew. des reinen Cadmiums in Stabform 8.622, als Blech 8.687 und als Folie 8.694; Härte zwischen der des Goldes und Zinnes.

Beispiele. Oberschlesien.

Lippine in Oberschlesien.[1]) Erhitzen von Zinkstaub mit Cokesklein (auf 100 Kil. von ersterem 0.66 Cbm. von letzterem) in Muffeln mit den Fig. 207 gezeichneten Vorlagen, wobei sich angereicherter Rauch in den Ballons *l* ansammelt; noch zweimaliges Chargiren nach jedesmal 12 St., Ausräumen der Rückstände nach 3 Operationen, zeitweises Abstechen des Zinkes unten aus der Vorlage, Eintragen des cadmiumreichen Staubes mit Holzkohle gemengt (etwa 4 Hände voll) in eine kleine cylindrische Gusseisenretorte mit blecherner Vorlage, deren Oeffnung mit einem durchlöcherten Holzpflock geschlossen ist, Erhitzen der ersteren im Schornstein des Galmeicalcinirraumes, Chargiren alle 12 St., Ausräumen der Rückstände nach je 3 Destillationen, Umschmelzen des in der Vorlage condensirten Cadmiums und Eingiessen in Sandformen zu cylindrischen Stängelchen, welche bei hinreichender Reinheit des Metalles unter dem Hammer dehnbar sein müssen (Zink macht spröde).

Zur Lydogniahütte wird der Zinkrauch in den Tropfenlöchern (S. 364) gesammelt. Schlesisches Cadmium enthielt nach Wagner[2]) 94.86 Cd, 4.69 Zn, 0.23 Fe bei 8.528 spec. Gew. und 368° C. Schmelzpunct. In 1869 producirte Oberschlesien 810 Kil. Cadmium à 3 Thlr. 5 Sgr. im Verkauf.

Engis.

Engis[3]) (Belgien). Erhitzen von Zinkstaub und Zinkrauch mit durchschnittlich 1.5—1.6 Proc. Cadmium mit Steinkohlenpulver in 15 in einem belgischen Ofen in 3 Reihen über einander liegenden gusseisernen Retorten, welche mit gusseisernen Vorlagen und Ballons (Fig. 216) versehen sind; Erfolg von 13 Kil. angereichertem Staub mit 6 Proc. Cadmium während 12 Stunden von 100 Kil. Rohmaterial; Reduction der 13 Kil. Staub bei schwacher Rothgluth und Erfolg von drei Sorten Cadmium im Verhältniss von 0.345 : 0.021 : 9.189 Kil., von denen die erste sehr biegsam ist, auf dem Bruche Fettglanz zeigt und wie Zinn schreit, die schlechteste mit nur 40 Proc. Cadium krystallinisch ist und beim Biegen bricht, die mittlere mit 75 Proc. Cadmium sich schwierig biegt und nicht bricht; Absetzen der Destillationsrückstände mit 0.30 Proc. Cadmium; Ausbringen 30.12 Proc. aus dem Staub; 21.17 Proc. bleiben in den Rückständen und 48.71 Proc. verflüchtigen sich. Reinigung der minderen Sorten durch fractionirte Destillation. Jährliche Production 110 Kil.

---

1) Kerl, Met. 2, 737. 2) Wagner's Jahresb. 11, 195. 3) Dingl. 173, 286.

2. Nasser Weg. Derselbe ist für cadmiumhaltiges Zink[1]) empfohlen, weil bei der gewöhnlichen fractionirten Destillation mit Kohle der Cadmiumdampf viel Zink mit überreisst und bei grösserem Verluste mehrere Operationen nöthig macht. Nasser Weg.

Granuliren des Zinks, Behandeln mit so viel verdünnter Salzsäure, dass sich nur ein Theil Zink löst, ein anderer aufgelöstes Cadmium niederschlägt, Sättigen der Lösung mit cadmiumhaltigem Zinkstaub und Fällen von Zinkoxyd nach vorheriger Verdünnung durch Kalkmilch; Behandeln des cadmiumreichen Rückstandes mit so viel Salzsäure, dass sich etwas Cadmium löst, Ausfällen desselben durch Zinkstäbe, Trocknen der aus Blei und Cadmium bestehenden Masse und Destillation mit Kohle.

IX. Zinn.

174. Zinnerze. Zur Zinngewinnung[2]) dient nur der Zinnstein[3]) (Stannit), SnO_2 mit 78.6 Sn und meist geringen Mengen Eisenoxyd, Manganoxyd und zuweilen Tantal- und Niobsäure, welcher entweder noch auf seiner ursprünglichen Lagerstätte (Bergzinnerz) in quarzreichen krystallinischen Schiefer- und Massengesteinen (Granit, Greisen, Porphyr, Gneis, Glimmerschiefer, Quarzporphyr, Schörlschiefer u. s. w.) auf Gängen, Lagern und Stockwerken mit Erzarten (Arsen-, Kupfer-, Schwefelkies, Wismuth, Blende, Wolfram, Molybdänglanz, Eisenstein u. s. w.) und erdigen Gebirgsarten und Fossilien (Feldspath, Speckstein, Turmalin, Chlorit, Topas, Apatit, Flussspath, Scheelspath u. s. w.) sich vorfindet (sächsisches und böhmisches Erzgebirge, Cornwall, Bretagne, Spanien, Mexico, Finnland, Vereinigte Staaten u. s. w.), oder auf secundären Lagerstätten, im Seifengebirge (Seifenzinn, Waschzinn, Zinnsand, Barilla) angetroffen wird (auf Malacca[4]), Banca, Biliton in Ostindien, untergeordnet in Cornwall, Bretagne, Spanien, Australien u. s. w.). Erze.

Das Seifenzinnerz pflegt reiner zu sein, als das Bergzinnerz, weil beim Transport durch die Wasserfluthen Arsen- und Schwefelmetalle. sowie Metallsalze grossentheils zerstört und nur harte, specifisch schwere und durch Atmosphärilien schwer- oder unzersetzbare Stoffe zurückgeblieben sind, als Magneteisenstein, Eisenglanz, Wolfram u. s. w. Das Bergzinnerz kommt gewöhnlich fein eingesprengt vor (mit Erztheilchen imprägnirtes Gestein mit $^1/_3$—$^1/_2$ Proc. Zinn nennt man im Erzgebirge Zinnzwitter) und bedarf deshalb einer umfangreichen, sorgfältigen Aufbereitung, welche durch specifisch schwere Beimengungen (Wismuth, Wolfram u. s. w.) erschwert wird, aber, allerdings auf Kosten mechanischer Metallverluste, weit fortgesetzt werden muss, weil sonst beigemengte Metallverbindungen beim Schmelzen ein sehr unreines Zinn geben würden. Mit der Aufbereitung pflegt eine Röstarbeit verbunden zu sein, um die specifisch schwereren Schwefelmetalle in durch Waschprocesse leichter zu entfernende Oxyde zu verwandeln. Vergleichung von Berg- und Seifenzinnerz. Aufbereitung.

1) B. u. h. Ztg. 1862, S. 305. 2) Citate: Kerl, Repertor. der techn. Literatur 1873, Bd. 2. 3) Kerl, Met. 2, 739. Muspratt-Kerl, techn. Chem. 5, 1469. Böhmen: Oest. Ztschr. 1868, No. 26. Banca: B. u. h. Ztg. 1863, S. 337; 1869, S. 253. Nordamerika: Ann. d. min. 1870, Bd. 17, S. 572. Finnland B. u. h. Ztg. 1871, S. 173. Frankreich: Bullet. de la soc. geol. de France 1861, p. 713. Chevallier, Exposit. univers. de 1867 à Paris. Tom. 5, p. 132, 672. 4) Jagor, Singapore, Malacca, Java 1866. S. 114.

Die Aufbereitung des Seifenzinnes, dessen stumpfeckige Stücke mit faseriger Textur Holzzinnerz genannt werden, beschränkt sich auf ein Waschen in einem Wasserstrom.

Theorie.

175. Zinngewinnungsmethoden. Die Zinngewinnung beruht auf der Reduction des Zinnoxydes und der Verschlackung der erdigen und metalloxydischen Beimengungen. Dieselbe wird erschwert

Schwierigkeiten.

a) Durch die Eigenschaften des Zinnoxydes, sich bei ziemlich hoher Temperatur zu reduciren, wobei andere Metalloxyde, die verschlackt werden sollen, sich theilweise auch reduciren und das Metall verunreinigen (Blei, Wismuth, Kupfer, Antimon, Arsen, Eisen, Wolfram, Molybdän u. s. w.) und Eisensauen (Härtlinge) oder Ofenbrüche (Zink, Arsen u. s. w.) bilden; deshalb die Nothwendigkeit, solche Oxyde vor dem Schmelzen durch Aufbereitung, Röstung, Behandlung mit Säuren, Schmelzen mit alkalischen Substanzen u. s. w. möglichst zu entfernen.

b) Durch die Verschlackbarkeit des als Base und als Säure auftretenden Zinnoxydes durch Kieselsäure, sowie durch Basen (Eisenoxydul, Kalkerde).

c) Durch die Oxydirbarkeit und Flüchtigkeit des Zinnes, weshalb man dasselbe durch passende Schachtofenconstruction (Spuröfen) möglichst rasch dem Einflusse der Hitze und des Gebläses entziehen muss.

d) Durch erdige Beimengungen, welche als vorwaltend quarzig, also strengflüssig die Schlackenbildung erschweren, weshalb man es häufig vorzieht, statt eines grösseren Zusatzes von Verflüssigung herbeiführenden Zuschlägen, wodurch viel Zinnoxyd verschlackt wird, ohne alle oder mit wenig Zuschlägen eine geringere Quantität strengflüssiger, oft nur unvollkommen geschmolzener Schlacken zu bilden, welche weniger Zinnoxyd chemisch gebunden, als mechanisch eingemengte Zinnkörner enthalten, weshalb sie nochmals in einem niedrigen Ofen eingeschmolzen (Schlackentreiben) oder aufbereitet werden.

e) Durch die Anwesenheit fremder Antimon-, Arsen- und Schwefelmetalle, von gediegen Wismuth und Kupfer u. s. w., welche in der unter a) angegebenen Weise schädlich wirken können und deren Entfernung gewisse Vorbereitungsarbeiten erfordert, bevor die Schmelzung stattfindet.

Kupferreichere Erze werden wohl in gewöhnlicher Weise abgeröstet, im Flammofen auf Kupferstein verschmolzen und dieser in Sandformen abgestochen, wobei sich in den beiden ersten Formen unter dem Steine eine Verbindung von Zinn mit Eisen und Kupfer absetzt, welche fein gemahlen, einige Stunden calcinirt, bei schwacher Rothgluth in einem eisernen Gefässe mit Aetznatron behandelt, das gebildete zinnsaure Natron ausgelaugt, die Lösung mit Kalkmilch gefällt und der niedergeschlagene zinnsaure Kalk im getrockneten Zustande mit $^1/_3$ Sand und $^1/_6$ Kohle im Flammofen auf Zinn verschmolzen wird.

176. Vorbereitungsarbeiten. Diese können folgende sein:

Röstung.

1. Röstung, verbunden mit einem Verwaschen. Die behuf leichterer Zerkleinerung zuweilen in Haufen mit Holz, Braun- oder Steinkohlen mürbe gebrannten Erze[1]) (Altenberger Zinn-

1) Plattner's Röstprocesse S. 223.

zwitter) werden nach der mechanischen Aufbereitung[1]), durch welche sich specifisch schwerere Mineralien (Schwefel- und Arsenmetalle, Wolfram, gediegen Kupfer und Wismuth u. s. w.) theilweise entfernen lassen, einer Röstung unterworfen, um Schwefel und Arsen wohl unter Zusatz von kohlehaltigen Substanzen zu verflüchtigen, welches letztere als arsenige Säure nebenbei gewonnen werden kann (Sachsen, Cornwall), und die an erstere gebundenen Metalle in Oxyde überzuführen, welche sich durch nachfolgende Schlämmarbeiten auf Schlämmgräben und Kehrherden dann grossentheils beseitigen lassen. Es erfolgen dabei Schliege mit 50—75 Proc. Zinn zum Verschmelzen (cornisches Black tin im Gegensatz zu White tin, Zinnmetall). Bei Vorhandensein von Kupferkies laugt man das ohne Zusatz reducirender Agentien erhaltene Röstgut vor dem Schlämmen wohl in Fässern mit Wasser aus und fällt aus der Kupfervitriol enthaltenden Lösung durch Eisen Cementkupfer (Levant- und Botallakmine in Cornwall) oder durch Soda Kupferoxydhydrat (Redruth).

Der Zinnstein verändert sich bei der Röstung nicht; anwesender Schwefel führt eine geringe Menge (in Cornwall etwa $^1/_2$ Proc.) Zinn in Zinnsulfat über, welches bei der Aufbereitung verloren geht, da man dasselbe selten durch Salzsäure vorher auszieht; auch im Flugstaube findet sich Zinn. Am leichtesten rösten Schwefelkies enthaltende Erze, schwieriger solche mit einem Gehalt an Kupfer- und Arsenkies. Eine Sinterknotenbildung ist beim Rösten zu vermeiden. Wolfram bleibt beim Rösten unverändert und beim Verwaschen grossentheils beim Zinnstein.

Röstöfen.

Die Röstung kann in Handkrählofen oder in mechanisch wirkenden Röstöfen geschehen, welche zur Auffangung der arsenigen Säure mit einem Systeme im Zickzack hin- und hergehender Canäle oder mit Giftthürmen, mehretagigen durch Scheidewände getrennten Gebäuden, in Verbindung stehen. Bei Schwefel- und Kupferkies enthaltenden Erzen genügt eine Röstung, bei Arsenkies kann dieselbe nach vorherigem Verwaschen des ersten Röstgutes mehrmals wiederholt werden (Cornwall). Mechanische Oefen, wohl 8 bis 10 mal so theuer, als Krählöfen, ersparen an Rösterlöhnen und geben ein gleichmässiges geröstetes Product bei weniger Flugstaub und weniger Sinterknoten.

Beispiele. Handkrählöfen.

Handkrählöfen. Sachsen (Fig. 220). Chargiren von 600—750 Kil. Schlieg durch eine Oeffnung im Herdgewölbe, anfangs gelindes Feuern bei theilweise verschlossenem Schieber im Schlot *g* bei arsenarmen Schliegen, gleich stärkeres Feuern bei arsenreichen, wo sich dann weniger graues Arsenikmehl bildet, ununterbrochenes Krählen zur Vermeidung einer Sinterung. Einmengen von Kohle beim Nachlassen der Rauchentwicklung, nachdem der Fuchs *b* mit Schieber geschlossen; Röstdauer bei wenig Arsenkies 6—8, bei mehr bis 24 St.

Par (Cornwall). Elliptischer Ofenherd von 2.2 M. Länge, an der Feuerbrücke 1.26 M., in der Mitte 1.57 M., an der Arbeitsöffnung 0.47 M. breit, 0.26 M. breiter Rost 0.29 M unter der Feuerbrücke, Ofengewölbe an letzterer 0.21 M. in der Mitte 0.42 M., an den Seiten 0.26 M. über dem Herd. Rauchcondensationscanal von 2 M. Höhe, 2.5 M. Weite und mehreren 100 M. Länge mit rechts und links hervortretenden Scheidewänden. Chargiren von 500 Kil., alle 20—30 Min., Krählen unter Bildung von mehreren Häufchen quer und längs des Herdes, Röstdauer 12 St. bei 130 Kil. Kohlenverbrauch; nöthigenfalls nochmaliges Rösten nach vorherigem Verwaschen des ersten Röstgutes während 8—10 St. mit 90—110 Kil. Kohlen. Ausräumen der arsenigen Säure alle 1—2 Monate.

---

1) B. u. h. Ztg. 1859, No. 20; 1862, S. 82, 146. Dingl. 163, 191.

a birnförmig gestalteter Herd, am Roste 3 M., in der Mitte 3.4 M., am Fuchse 1 3 M. breit und 4.05 M. lang. Rost 0.7 M. breit. *g* Schutzesse 0.5 M. weit, durch einen Schieber verschliessbar, über der 0.32 M. hohen und 1.30 M. weiten Ar-

Fig. 220

te
le.
in
od
n-
ng
gs
en

liegender Canal von 1 M. Höhe die flüchtigen Röstproducte in einen Gifttburm von 6 M. Länge und Breite, durch Scheidewände in 1.2 M. weite Kammern getheilt.

Brunton's mechanischer Röstofen mit rotirendem Herd (Fig. 221. 222) Charge von 100—150 Kil. Schlieg alle 1 oder 1½ St., in 24 St. beim ersten Rösten 2030 Kil. und beim zweiten 3045 Kil. Schlieg; Kohlenverbrauch von 1449 Kil. pro 1015 Kil. Blacktin.

Beseitigung des Wolframs

2. Schmelzen mit alkalischen Zuschlägen zur Entfernung des Wolframs. Der weder durch Waschen noch durch Röstung wegzuschaffende Wolfram, welcher sich durch Handscheidung nicht hat entfernen lassen, wird zuweilen nach Oxland's Verfahren[1]) durch Schmelzen des Erzes mit Soda entfernt, wobei sich durch Wasser auszulaugendes und anderweitig zu nutzendes wolframsaures Natron bildet. Drakewell[2]) wendet statt Soda das billigere, aber eine schwierigere Arbeit veranlassende Glaubersalz im Gemenge mit Kohle an; beim chlorirenden Rösten mit

1) B. u. h. Ztg. 1852, S. 702, 1862, S. 294. 2) B. u. h. Ztg. 1859, S. 312; 1860, S. 325. 1862, S. 294.

Kochsalz bildet sich nach Mitchell bei Anwesenheit von Kupferkies neben wolframsaurem Natron in Wasser lösliches Kupferchlorid und Antimon und Wismuth werden verflüchtigt. Glaubersalz veranlasst weniger als Soda einen Zinnverlust durch in Wasser lösliches zinnsaures Natron. Zur Ermittlung der erforderlichen Mengen alkalischer Zuschläge müssen analytische Untersuchungen oder Versuche im Kleinen angestellt werden. Das Wolfram geht beim Zinnerzschmelzen theils in die Schlacke, theils reducirt sich die Wolframsäure und das Zinn wird wolframhaltig.

Fig. 221.

Fig. 222.

Fig 221, 222. *a* gusseisernes konisches Rad von 3.77 M. Durchm. und $^1/_{16}$ Neigung, auf dessen Speichen 4 concentrische Ringe liegen und darauf der Herd *a'* aufgemauert ist. *w* Umtriebswelle, von einem 1.88 M. hohen und 2.51 M. breiten Wasserrad *r* bewegt, welches 10 Umgänge pro Min. macht, der Herd nur 1 Umgang. *b* Feuerungsraum, 0.39 M. breit und 1.88 M. lang, Rost 0.29 M. unter der Feuerbrücke *c*. *d* Herdgewölbe in 0.26 M. Abstand vom Herd mit Chargiröffnung *e*. *f* 0 08 M. lange Zähne am schiefstehenden rechenartigen Krähl. *g* Austrageöffnung, durch eine Klappe *h* abwechselnd mit 2 Kammern *i* in Verbindung gesetzt zur Aufnahme des Röstgutes *k* Schieber zum Ausräumen des Röstgutes.

Beispiele. Cornwall.

Cornwall.[1]) Chargiren von 508 Kil. Zinnschlieg auf die eiserne Pfanne des stark erhitzten Ofenherdes (Fig 223), Ausbreiten der erforderlichen Menge Soda (1 Aeq. auf 1 Aeq. Wolframsäure) darüber, Durchschaufeln der Masse, Einmengen von Kohle an der Fuchsseite zur Erzielung einer gleichmässigen Temperatur, Wiederholen desselben alle $^1/_2$ St. unter $^1/_4$stündigem Umrühren der etwa 4 St. in Dunkelrothgluth zu erhaltenden Masse, Auslaugen der nicht breiartig erscheinenden Masse noch heiss in Auslaugesümpfen. Tägliches Durchsetzquantum 3045 Kil. Erz mit 508 Kil Steinkohlen. Bei Glaubersalz: Erhitzen des Gemenges von Erz, Glaubersalz und Kohle bei qualmiger Flamme zur Zerlegung der Schwefelsäure, dann bei oxydirender Flamme zur Bildung von wolframsaurem Natron; Behandlung von 1829 Kil Schlieg in 4 Chargen mit 4060—5075 Kil. Steinkohlen in 24 St.

1) Preuss. Ztschr. 1862. Bd. 10, S. 165.

Zinnwald. Zinnwald Rösten von 200—250 Kil. Erz mit Kochsalz im Flammofen während 8 St. mit 5675 Kil. Steinkohlen, Auslaugen des wolframsauren Natrons und Kupferchlorids, Fällen des Kupfers durch Eisen und der Wolframsäure durch Chlorcalcium, Schlämmen des ausgelaugten Erzes.

Fig. 228.

Fig. 228. *a* Gusseisenpfanne. 78 Mm. dick und von 1 500 Kil. Gewicht. *b* Rost. *g* Fuchsbrücke. *f* Fuchs zur Ableitung der Flamme unter dem Herde bei *d* durch nach *e* zur Esse *i*.

Extraction mit Säure.

3. Behandlung des gerösteten Zinnschliegs mit Chlorwasserstoffsäure.[1])

Durch das Rösten und Schlämmen lassen sich die schädlichen Metalloxyde nicht vollständig entfernen und es kann deshalb zur Erzielung eines von Eisen, Kupfer und namentlich Wismuth freien Zinnes eine Ausziehung der Oxyde mit Salzsäure sich empfehlen. Wolfram wird von letzterer nicht angegriffen. Gediegen Kupfer hat man wohl mit verdünnter Schwefelsäure bei Luftzutritt ausgezogen.[2])

Beispiel. Sachsen. Sachsen. Umrühren des gerösteten und befeuchteten Erzes mit 6 Proc. von letzterem roher Salzsäure während mehrerer Stunden, Auslaugen mit Wasser, Ausfällen des Wismuths als basisches Chlorwismuth aus der Lösung und Reduction desselben zu metallischem Wismuth. Der Gehalt an fremden Stoffen ist im sächsischen Zinn durch diesen Process von $^9/_{10}$ auf $^1/_{10}$ herabgegangen.

Schmelzmethoden. **177. Verschmelzen der gereinigten Zinnerze.** Dieses geschieht entweder in Schacht- oder Flammöfen.

Anwendbarkeit. 1. Flammofenbetrieb. Derselbe empfiehlt sich in erster Linie bei Vorhandensein guter billiger Steinkohlen (England) und gestattet dann dem Schachtofenbetrieb gegenüber eine grössere Production, ein besseres Ausbringen wegen minderer Oxydation des Zinnes, als durch ein Gebläse, und weil eine anhaltendere hohe Temperatur ein vollständigeres Absetzen mechanisch eingemengter Zinnkörner zulässt, als das kurze Verweilen der geschmolzenen Massen im Herd des Schachtofens; ferner ist der Flammofenprocess übersichtlicher, liefert aber bei unreinen Erzen ein minder reines Zinn als der Schachtofen, in welchem bei Zutritt der Gebläseluft Arsen, Wismuth u. s. w. sich vollständiger verflüchtigen. Im Schachtofen erzeugen sich mehr Schlacken als im Flammofen. Nach Zirkel[3]) verbraucht man beim Flammofenbetrieb auf 1 Zinn $1^3/_4$ Kohlen bei 5 Proc. Erzverlust, im Schachtofen 3 Thle. Kohlen bei 15 Proc. Erzverlust. Als Hauptzuschlag in letzterem giebt man Reductionsmittel, auch wohl geringe Mengen gelöschten Kalk und Flussspath wegen der vorwaltend quarzigen Beschaffenheit der Erze.

Beispiel. Cornwall.[4]) Erze von 2 Proc. auf 60—75 Proc., durchschn. 73 Proc. angereichert durch mechanische Aufbereitung, Röstung in gewöhnlichen und rotirenden Oefen (S. 289), Verwaschen und zuweilen Verschmelzen mit alkalischen

1) B. u. h. Ztg. 1844, S. 656; 1852, S. 342, 702; 1862, S. 147, 263. 2) B. u. h. Ztg. 1863, S. 283. 3) Preuss. Ztschr. 9, 256. 4) Kerl, Met. 2, 777.

Zuschlägen (S. 388). Eintragen von Chargen von 762—1016 Kil. angefeuchtetem Schlieg, mit $^1/_4$—$^1/_3$ magerem Steinkohlenklein oder Anthracit und etwas gelöschtem Kalk und Flussspath gemengt, in den Flammofen (Fig. 224, 225); Steigerung der Hitze während 6—8 St. bis zur höchsten Temperatur bei geschlossenen Arbeitsthüren, Umrühren des Bades durchs Schlackenloch, nochmaliges Feuern bei wieder geschlossener Thür vor demselben, Aufstreuen von Kohlenklein auf die dünnflüssige Schlacke, Abziehen und Separiren derselben in 3 Sorten (etwa $^3/_4$ davon absetzbar, die zweite Partie mit etwa 5 Proc. Zinn zur Aufbereitung und Verschmelzen des Concentrirten (Prillons) auf Schlackenzinn; dritte reichste Sorte vom Abziehen vom Metallbade vor dem Abstechen wird beim Beginn einer Chargé zugesetzt), Abstechen des Zinnes, Abziehen der Krätze und Eingiessen des Zinnes in gusseiserne Formen zu 25.4—50 Kil. schweren Blöcken, die noch durch Saigern und Polen raffinirt werden, oder gleich Einschöpfen des flüssigen Zinnes in den Polkessel; Erfolg von 100 Kil. Schlieg: 60 Kil. Zinn mit 110—120 Kil. Steinkohlen; Production in 12 St. 360—400 Kil. Zinn; Zinnschlieg mit 73 Proc. Zinn giebt 66.5 Proc. Ausbringen, also 6.5 Proc. Schmelzverlust. England liefert jährlich etwa 10.150.000—11.165.000 Kil. Zinnerze und daraus 6.090.000 bis 7.105.000 Kil. Zinn.

Fig. 224.

Fig. 225.

Fig. 224, 225. *a* Schürloch. *b* Oeffnung, welche nur beim Chargiren geöffnet ist bei geschlossenem Essenschieber zur Verminderung des Stäubens. *c* Chargiröffnung, 0.21 M. im Q., zu dem 1.41 M. langen, in der Mitte 1.02 M., an der Feuerbrücke 0.73 M. und an der Fuchsseite 0.37 M. breiten Herd führend. Rost 0.26 M. breit, 0.52 M. lang, 0.24 M. unter der 0.16 M. breiten Fuchsbrücke, zu welcher Luftcanäle *s x* führen. *f* Schlackenloch, 0.16 M. breit, 0.13 M. hoch und 0.47 M. lang. *l* Esse von 12.6 bis 15.7 M. Höhe und 0.26 M. Q., zu welcher ein 0.37 M. langer und 0.1 M. breiter und hoher Fuchs führt. *e* Stechherd, 0.47 M. weit.

Schachtofenbetrieb.

2. Schachtofenbetrieb. Derselbe wird mit verkohltem Brennmaterial bei den oben angegebenen Vor- und Nachtheilen gegen den Flammofenbetrieb durchgeführt. Die Zuschläge beschränken sich hauptsächlich auf Auflockerungsmittel für die Schliege in Gestalt von Schlacken derselben Arbeit und wohl zinnhaltigen Krätzen. Die Schmelzbarkeit begünstigenden Eisenfrischschlacken würden Zinnoxyd verschlacken und ein eisenreiches Zinn, sowie Eisensauen geben. Die Schmelzöfen sind zur Erzeugung einer hinreichend hohen Temperatur verhältnissmässig eng und in der Formgegend wohl etwas zusammengezogen, zur Verminderung der Eisenreduction nicht sehr hoch, in Sachsen 1.88—2.82 M., auf Banka 1.26—2.82 M. und als Spuröfen mit offenem Auge (Fig. 226, 227) zugemacht, bei

welchen das Zinn rasch dem Einflusse der Gebläseluft entzogen und bei dem schnellen Abflusse der Schmelzmassen dem Absetzen von Eisensauen auf der Herdsohle entgegen gewirkt wird. Bei der Neigung der Brandmauer gehen die Sätze langsamer und regelmässiger vor der Form nieder, was die Reduction begünstigt.

Fig. 226.

Fig. 227.

Fig. 226, 227 *a* Rauhgemäuer aus Granit oder Gneis. *b* Kernschacht aus Granit. 2.83 M. hoch, oben vorn und hinten 0.96 M. weit und 0.62 M. tief, unten vorn 0.58, hinten 0.48 M. weit und 0.48 M. tief *c* Vorwand. *d* Futtermauern *e* Brandmauer. *f* Ofensohle, eine 0.34—0.39 M. dicke und 26° geneigte Granitplatte mit oder ohne Ueberzug von schwerem Gestübbe *g* Form mit 2 Düsen. *h* Auge in Lehm ausgeschnitten 0.10 M. hoch, 0.05 M. unten und 0.03 M. oben weit. *i* Vortiegel, 0.38 M. tief und 0.5 M. weit, ein aus Granitplatten *k* und Gestübbe *l* gebildeter Vorherd. *m* Stichcanal von 0.09 M. Weite mit 0.12 M. weiter Oeffnung in der Eisenplatte *p*. *n* Stechherd, 0.5 M. weit und 0.4 M. tief aus mit Lehm überzogenem Granit und mit Kohlen gefüllt oder aus Gusseisen hergestellt, mit Feuerung darunter. *q* Schlackentrift und *o* geneigte Eisenplatte zum Abfluss der Schlacken ins Wasserbassin *s*, wo dieselben behuf der Aufbereitung abgeschreckt werden. Ueber dem Ofen befinden sich Flugstaubkammern.

Beispiel. Sachsen.

Sachsen (Altenberg, Zinnwald). Chargiren der von $^1/_8$—$^1/_2$ Proc. auf 50—60 Proc. Zinn durch Aufbereitung, Rösten, Verwaschen und Behandeln mit Salzsäure concentrirten und angefeuchteten Erze, nachdem zu 1 Schicht für 12 bis 16 St. beschickt sind: 900 Kil. Schlieg mit 25—50 Proc. Schliegschlacken, 6—12 Kil. Gekrätz und 40—50 Kil. verwaschenen Schmelzrückständen, Abstechen des Zinnes aus dem Vorherd *i* in den Stechherd *n* alle 8—12 St. oder continuirliches Ablaufenlassen des reinen Zinnes von dem unreineren durch eine kleine Oeffnung im Stich (bei längerem Verbleiben im Vorherde scheiden sich in der Spur und im Vorherde eisenreiche Ansätze, Härtlinge, Hartbrüche, ab); bei gutem Ofengang gelbe Farbe der vor der Form wahrzunehmenden Kohlen, rothe Farbe des regelmässig ausfliessenden Zinnes und ruhiges Hervortreten eines hellblauen Dampfes; bei zu hohem Satze dunkler und dicker Dampf; bei zu hoher Temperatur Kohlen und Zinn weissglühend; Abfluss der Schlacken in den Wassersumpf *s* und wenn zinnreich, Zuschlagen derselben beim Erzschmelzen oder hinter

dem Erzschmelzen her mit Krätz und Schliegabfällen im Erzofen zum Verschmelzen auf Schlackenzinn; Verschmelzen in 24 St. von 1600 Kil. Schlieg und 800 Kil. Schlacken mit 5.8 Cbm. Kohlen, Zinnverlust 13—15 Proc., wovon 8—9 Proc. verflüchtigt werden. Aehnlicher Process in Schlaggenwald[1]) in Böhmen.

Banca. Banca.[2]) Rösten des gewaschenen Erzes im Flammofen, Auslaugen von Eisen- und Kupfersulfat durch Wasser, Trocknen des Erzes an der Luft, Verschmelzen mit Kohle in 2.8 M. hohen cylindrischen Spuröfen (Eisencylinder mit Thon ausgefüttert), continuirliches Abfliessen von Zinn und Schlacke in den Vorherd, Abnehmen der Schlacke, Abstechen des Zinnes in einen zweiten Herd, Polen mit Holzstangen.

178. Weitere Verarbeitung der Zinnhüttenproducte. Producte. Die Producte vom Verschmelzen der Zinnerze in Flamm- und Schachtöfen können auf nachstehende Weise weiter behandelt werden:

1. Erz-, Werk- oder Steinzinn. Dasselbe enthält mehr Werkzinn. oder weniger von den metallischen Verunreinigungen des Erzes, welche auf das Zinn schädlich wirken, namentlich Weichheit (Eisen, Antimon, Arsen, Kupfer) und Geschmeidigkeit (spröde Metalle, wie Arsen, Antimon u. s. w.) vermindern, die fast silberweisse Farbe ins Bläuliche und Graue ziehen (Blei, Eisen, Kupfer) und den Glanz schwächen (Eisen, Arsen u. s. w.).

Zinnsorten des Handels. Zu den reinsten Sorten gehören die ostindischen (Malacca, Banca, Biliton), welche nur Spuren von Eisen und kein Kupfer, Arsen und Blei enthalten. Denselben nahe kommt das feinste englische Blockzinn (refined block tin), während das gewöhnliche Blockzinn (common tin) an 0.014 Proc. fremde Metalle, darunter 0.012 Proc. Kupfer und mehr enthält. Sächsisches und böhmisches Zinn steht den vorhergehenden Sorten nach, ist aber durch die neuere Behandlung mit Salzsäure (S. 390) wismuthfreier geworden, indem dasselbe nur noch 0.1 Proc. Wismuth enthält. Peruanisches Zinn gleicht theilweise den schlechteren englischen Zinnsorten, theils enthält dasselbe aber mehr Blei, Arsen und Wolfram.

Verunreinigungen. Eisen, wenigstens spurenweise in allen Zinnsorten enthalten, vermindert bei 0.5 Proc. schon deren Glanz und Farbe; bei 1 Proc. nehmen Weichheit und Glätte sehr ab, das Metall wird brüchig bei dunkler matter Farbe und kann bei längerem Liegen Rostflecke zeigen. Kupfer macht das Zinn bei 1—1½ Proc. härter und weniger geschmeidig, ohne den Glanz zu verändern, welcher aber bei steigendem Gehalt unter Zunahme der Sprödigkeit leidet. Antimon und Wismuth erzeugen bei 0.5 Proc. ohne Veränderung des Glanzes Sprödigkeit und krystallinische Beschaffenheit, während Blei bei 1 Proc. auf Farbe und Glanz nachtheilig wirkt und das Zinn weicher macht. Arsen zeigt bei 0.5 Proc. seinen Einfluss auf Farbe und Glanz schon deutlich, bei über 1 Proc. wird das Zinn leichter, weissfleckig, matt und allmälig dunkler. Wolfram und Molybdän in grösserer Menge beeinträchtigen weniger Festigkeit und Glanz, als die Schmelzbarkeit, während Zink das Metall härter, spröder und weisser, Schwefel dasselbe brüchig macht. Beim Umschmelzen des Zinnes aufgenommenes Zinnoxyd mindert Farbe und Glanz. Quecksilber, in manchen ostindischen Zinnen, macht dieselben krieselig und erschwert deren Legirung mit anderen Metallen.

Eigenschaften des reinen Zinnes. Das reine Zinn von fast silberweisser Farbe und starkem Glanz ist bei gewöhnlicher Temperatur schon sehr weich, mit dem Fingernagel eben noch ritzbar, wird bei 100° C. noch geschmeidiger, nahe vor dem Schmelzen, etwa bis zu 200° C. erhitzt, aber so spröde, dass dasselbe unter Hammerschlägen oder beim Fallen aus grösserer Höhe auf eine Unterlage zu Körnern zerfällt (Darstellung von Körnerzinn). Bei grosser Kälte, z. B. — 36—38° C., wird das in Blöcken gegossene Zinn krystallinisch, spröde und zerfällt bei längerer Ein-

1) Preuss. Ztschr. 10, 165. 2) Scientific Press, San Francisco 1872, Vol. 25, No. 12. B. u. h. Ztg. 1863, S. 337; 1869, S. 253; 1873, S. 81. Journ. of the Indian Archipelage 1854, p. 112.

wirkung der Kälte zu einem grauen Pulver, indem die gebildeten Krystalle in Folge ungleichmässiger Abkühlung eine bedeutende Spannung erhalten. In Stangen gegossenes und gewalztes Zinn verändert sich in der Kälte nicht.[1]) Dasselbe schmilzt bei 228° C. und bedeckt sich rasch mit einer grauen Haut (Zinnasche, Zinnkrätze), einem Gemenge von Zinnoxyd und Metall oder Zinnoxydul und Oxyd, welches bei fortgesetzter Erhitzung und Einwirkung der Luft in weisses Oxyd (Zinnasche) übergeht. In der Weissglühhitze verdampft das Zinn und brennt mit weisser Flamme. Zu heiss in Formen gegossen, wird das Zinn rothbrüchig, während das bis zu einer matten Oberfläche abgekühlte nach dem Ausgiessen kaltbrüchig erscheint. Die Eigenschaft, in Folge krystallinischer Beschaffenheit beim Biegen zu knistern (zu schreien), geht durch wiederholtes Umschmelzen und Walzen verloren. Spec. Gew. 7.28—7.29. Reines Zinn zeigt beim Eingiessen in die Rinnen einer Steinform nach dem Erkalten eine glatte glänzende Oberfläche; krystallinische Beschaffenheit derselben deutet auf Verunreinigungen.

Reinigungsmethoden.

Zur Raffination des Werkzinnes dienen:

Englisches Verfahren.

a) Das englische Verfahren des Saigerns und Polens. Die reineren Sorten werden direct dem Polen unterworfen, unreinere vorher gesaigert.

Einschmelzen von 6598 Kil. nahe der Feuerbrücke eines dem Erzofen ähnlichen. nur mit längerem Herd versehenen Flammofens aufgesetzten Blöcken bei niedriger Temperatur, bis der das aussaigernde Metall aufnehmende Läuterkessel gefüllt ist, während strengflüssige Metalle (Eisen, Wolfram, Kupfer u. s. w.) zurückbleiben; Flüssigfeuern, Ablaufen- und Absetzenlassen der letzteren in einem kleinen Kessel, wobei in der oberen Schicht noch abzusaigerndes Schlackenzinn und ein spröder, krystallinischer eisenreicher Bodensatz (Saigerdörner) erfolgt, den man nebst dem Rückstande aus dem Flammofen absetzt oder nochmals mit den aufbereiteten Schlacken verschmilzt. Polen des Saigerzinnes im Läuterkessel (5075—6090 Kil.) durch Eintauchen eines in ein Gerüst gespannten grünen Holzblockes oder von nassen Kohlen, wobei unter fortwährender Erneuerung der Oberfläche der aufsprudelnden Masse fremde Bestandtheile sich oxydiren, bis nach Abzug der Krätzen (Poldreck) die Oberfläche rein und glänzend erscheint; Stehenlassen des Bades, wobei sich specifisch schwerere Metalle, namentlich Eisen und Kupfer zu Boden setzen, Abnehmen des Poldrecks, separirtes Ausschöpfen der oberen reinsten Schicht (refined block tin), der mittleren Schicht (common tin) und des unreinen Bodensatzes, welcher beim nächsten Saigern wieder zugesetzt wird. Dauer des Saigerns von 6598 Kil. 20 Min. mit etwa 25 Kil. Steinkohlen, des Raffinirens 5—7 St., nämlich 1 St. das Füllen des Kessels, 3—5 St. das Polen und 1 St. das Setzenlassen und Auskellen. Erhitzen des in eiserne Formen gethanen Poldreckes mit magerer Steinkohle gemengt im Flammofen unter Zurücklassen einer schwarzen schön geschmolzenen Schlacke mit $^1/_2$ Proc. Zinnoxyd, Ausklauben der darin enthaltenen Metallkörner, Absetzenlassen des ausgeschmolzenen Zinnes und Abschöpfen der oberen reinen Schicht von einer unteren speiseartigen, welche nochmals gesaigert und das erfolgende Zinn gepolt wird. Darstellung der reinsten Zinnsorte (Körnerzinn, grain tin) mit nur $^1/_{10000}$ Eisen durch Erhitzen der reinsten Blöcke bis zu einer Temperatur, bei welcher das Metall brüchig wird (S. 393), Herabfallenlassen desselben von beträchtlicher Höhe auf flache Steine, wobei dasselbe in kleine rundliche Stücke zerfällt. Auf diese beste englische Zinnsorte folgt das Pyramidenzinn in 0.34 Kil. schweren abgestumpften Pyramiden, dann das Lammzinn in 14—18 Kil. schweren Barren und zuletzt das gewöhnliche oder Bancazinn in 27—32 Kil. schweren Blöcken.

---

1) Dingl. 191, 171; 195, 52. B. u. h. Ztg. 1869, S. 42; 1870, S. 208.

b) Das deutsche Saigerverfahren (Pauschen, Flössen). Dieses in Sachsen und Böhmen übliche Verfahren wird gleich mit dem flüssigen Zinn aus dem Stechherde des Schmelzofens vorgenommen und liefert bei geringerem Zeit- und Brennmaterialaufwand ein arsenfreieres Product. Deutsches Verfahren.

Ausgiessen des flüssigen Zinnes aus einer gewissen Höhe auf den 0.21 bis 0.26 M. hoch mit glühenden Kohlen bedeckten Floss- oder Pauschherd, eine mit Lehm überzogene auf Mauerwerk ruhende geneigte Gusseisenplatte von 1.1 M. Länge, 0.7 M. Breite und 0.04 M. Dicke, Beklopfen (Pauschen) der zurückbleibenden strengflüssigen Masse (Saigerdörner, Zinnpausche, Zinnkörner mit 36—85 Sn, 0.5—5.5 Fe, Spr. bis 5 Wo, 0—14 Cu nebst geringen Mengen Arsen u. s. w.) zur Abscheidung noch eines Theiles Zinn, worauf der Rückstand zum Schlackenschmelzen gegeben wird; Abkühlenlassen des Zinns im Sumpfe vor dem Pauschherd bis zum Erscheinen einer spiegelhellen Oberfläche (zu stark erhitztes Zinn wird nach dem Gusse rothbrüchig und zeigt Regenbogenfarben, bei zu niedriger Temperatur ausgekellt, ist dasselbe bei mattem Ansehen kaltbrüchig und schwer zu strecken), Ausgiessen desselben im dünnen Strahle auf eine horizontale geschliffene Kupferplatte (Schicht) von 1.26—1.57 M. Länge, 0.63 M. Breite und 7 Mm. Stärke zu 1.26 M. langen, 1.88—2.51 M. breiten und 2—3 Mm. dicken Tafeln, welche auf der Rollbank zusammengerollt und mit Holzhämmern zusammengeschlagen Rollen- oder Ballenzinn geben oder zu Stangen und Blöcken gegossen werden.

Zinnanalysen:

	a.	b.	c.	d.	e.	f.	g.	h.	i.	k.	l.
Zinn . .	99.961	99.90	99.76	98.64	99.73	93.50	95.66	99.9	99.594	99.410	98.18
Eisen . .	0.019	0.20	Spr.	Spr.	—	0.07	0.07	—	Spr.	Spr.	Spr.
Blei . . .	0.014	—	—	0.20	0.13	2.76	1.93	—	—	—	—
Kupfer . .	0.006	—	0.24	0.16	—	—	—	—	0.406	0.590	1.60
Arsen . .	—	Spr.	—	—	—	—	—	—	Spr.	Spr.	Spr.
Antimon .	—	—	—	—	—	3.76	2.34	—	—	—	—
Wismuth .	—	—	—	—	—	—	—	0.1	—	—	—

a und b Bancazinn. c—e Englisches Zinn. f und g Peruanisches Zinn. h Altenberger Zinn, bei Behandlung des Erzes mit Salzsäure. i und k Schlaggenwalder Feinzinn. l Schlaggenwalder Rollenzinn dritter Sorte.

c) Der nasse Weg. Auflösen des granulirten Zinnes in Salzsäure, Fällen des Zinnes durch Zinkblech, Zersetzung der Zinklösung durch Kalkmilch und Glühen des Niederschlages zu Zinkweiss. Nasser Weg.

2. Erz- oder Steinschlacken. Die Schlacken vom Flammofenbetrieb von der variabelsten Zusammensetzung werden zum Theil abgesetzt, zum Theil zur nächsten Charge gegeben und zum Theil aufbereitet[1]) (S. 386). Die Schachtofenschlacken — im gutgeflossenen Zustande Gemische von Bi- und Singulosicaten mit 32—33 Kieselsäure, 22—44 Eisenoxydul, 7.5—9 Zinnoxyd, 1.4—1.5 Kalkerde, 1.8—2 Magnesia, 7—8 Thonerde — werden in durch Wasser abgeschrecktem Zustande weniger zur Reduction des verschlackten Zinnoxydes, als zum Ausschmelzen des mechanisch eingeschlossenen Zinnes in niedrigen, den Erzöfen ähnlichen Spuröfen (Schlackentreiböfen) von 1.7 M. Höhe, 0.85 M. oberer und 0.7 M. unterer Tiefe, 0.68 M. oberer Weite hinten und 0.45 M. vorn, 0.5 M. unterer Weite hinten und 0.38 M. Weite vorn verschmolzen (Schlackentreiben), wobei sich bei der geringen Ofenhöhe möglichst wenig Eisen reduciren soll. Erzschlacken. Schlackentreiben.

1) B. u. h. Ztg. 1862, S. 147.

Umschmelzen der Schlacken mit Saigerdörnern, Härtlingen, Ofenbrüchen, Flugstaub, Gekrätz u. s. w. bei stärkerem stechenderen Winde als beim Erzschmelzen, damit eine bessere Reinigung des Zinnes bei recht dünnflüssiger Schlacke erfolgt, welche theils abgesetzt, theils noch aufbereitet wird; das gepauschte Schlackenzinn ist zuweilen reiner als Steinzinn.

Härtlinge. 3. Eisensauen (Härtlinge, Hartbrüche). Gegen 61—63 Proc. Eisen und 30—31 Proc. Zinn enthaltende Ansätze aus dem Vorherd des Schachtofens, welche zwischen Kohlen geglüht, rasch abgekühlt und mit ausgetretenen Zinnkügelchen bedeckt im Krummofen umgeschmolzen werden.

Flugstaub. 4. Flugstaub, kommt nebst Krätzen und Ofenbrüchen aufbereitet zum Schlackentreiben.

X. Arsen.

Eigentliche Arsenerze. **179. Arsenerze.** Zur Darstellung der Arsenikalien[1]) verwendet man

1. Eigentliche Arsenerze[2]), und zwar:

Gediegen Arsen (Scherbenkobalt, Fliegenstein, Näpfchenkobalt), zuweilen mit mehr oder weniger Fe, Ni, Co, Sb und Ag (S. 205), in Mineralien meist beigemengt.

Hauptsächlich auf Gängen in Begleitung von Silber-, Blei-, Kobalt- und Nickelerzen (Andreasberg, Erzgebirge, Kapnik in Siebenbürgen, Kongsberg u. s. w.).

Arsenikalkies (Löllingit) $Fe_2 As_3$ oder $Fe As_2$ mit resp. 67.4 und 72.8 As, zuweilen goldhaltig (Ribas, Reichenstein.[3])

Auf Gängen (Andreasberg mit Silbererzen) und Lagern (Reichenstein in Schlesien, Lölling in Kärnthen, Schladming in Steyermark u. s. w.).

Arsenkies (Misspickel) $\ddot{F}e + Fe As$ oder $Fe S_2 + Fe As_2$ mit 46.53 As, das Fe öfter durch 6—9 Proc. Co und Ni ersetzt und zuweilen etwas silber-, auch goldhaltig (Goldkronach).

Auf Gängen und Lagern in Begleitung verschiedener Erze, z. B. mit Silbererzen in Andreasberg, Ungarn, Siebenbürgen u. s. w., mit Zinnerzen im Erzgebirge und in Cornwall, mit Blende, Kupferkies, Bleiglanz, Fahlerz und Antimonglanz bei Schmiedeberg in Schlesien u. a.

An Arsenikerzen haben in einem der letzteren Jahre producirt: England 1.116.000, Preussen 1.225.000, Oesterreich 125.000 und Sachsen 140.000 Kil.

Arsenhaltige Erze. 2. Nickel-, Kobalt-, bleifreie und bleihaltige Silber- und Kupfererze, welche Arsen als wesentlichen Bestandtheil enthalten (Kupfernickel, Speiskobalt, Arsensilber u. s. w.) und zuweilen dessen Gewinnung als Nebenproduct zulassen.

---

1) Citate: Kerl, Repertor. d. techn. Literatur, 1, 35. 2) Muspratt-Kerl, techn. Chem. 1, 643. 3) Güttler, über die Formel des Arsenikalkieses zu Reichenstein und dessen Goldgehalt. Breslau 1870.

180. Darstellung der Arsenikalien. Man begreift unter auf Hüttenwerken dargestellten Arsenikalien sublimirtes metallisches Arsen (Fliegenstein, graues Arsen), arsenige Säure (weisses Arsenglas, Weissglas und Giftmehl) und die Schwefelverbindungen des Arsens (gefärbte Arsengläser), und zwar die höhere Schwefelungsstufe (Rauschgelb, Operment, gelbes Arsenglas) und die niedrigere (Realgar, rothe Arsenblende, Rauschroth, rothes Arsenglas). Arsensaures Kali und Arsensäure sind Gegenstände des Fabrik-, nicht des Hüttenbetriebes. Arsenikalien.

181. Metallisches Arsen (Fliegenstein). Die Darstellung desselben geschieht seltener durch Umsublimiren von Scherbenkobalt oder Reduction von arseniger Säure durch Kohle (früher in Altenberg[1]), als durch Erhitzen von Arsenkies ($FeAs_2 + FeS_2 = 2FeS + 2As$) oder von Arsenikalkies ($4FeAs_2 = Fe_4As + 7As$), bei Luftabschluss, von denen ersterer anfangs etwas Schwefelarsen entlässt, dessen Entstehung aber durch einen Zusatz von Pötasche oder Aetzkalk zum Erz zu vermeiden ist. Das erfolgende Sublimat (Fliegenstein) ist bei richtig geleiteter Operation stahlgrau, stark metallisch glänzend, schuppig krystallinisch, von 5.7—5.90 spec. Gew. und bei Temperaturen unter 80° C. weniger leicht oxydirbar. Darstellung.

Dieses für den Handel erwünschte krystallinische Product erfolgt, wenn der Condensationsraum (Vorlage) für den entwickelten Arsendampf nahezu die Temperatur des Dampfes selbst hat; dagegen entsteht bei niedrigerer Temperatur der Vorlage und wenn sich der Arsendampf mit anderen heissen Gasen (z. B. Kohlensäure und Kohlenoxydgas bei Reduction von arseniger Säure durch Kohle) entwickelt, eine allotropische Modification[2]) des Arsens in Gestalt eines weniger leicht verkäuflichen dunkelgrauen, leicht oxydabeln Pulvers (graues Arsen), welches, da sich seine Entstehung niemals ganz vermeiden lässt, meist auf dem Hüttenwerke selbst zur Darstellung anderer Arsenikalien verwandt wird. Das Arsen wird bei etwa 180° C dampfförmig und schmilzt[3]) in einem geschlossenen Rohre bei einer zwischen dem Schmelzpunct von Antimon und Silber liegenden Temperatur. Bei Luftzutritt erhitzt, verbrennt dasselbe mit bläulich weisser Flamme und unter Entwicklung weisser Dämpfe. Modificationen des Arsens.

Der unter einem geräumigen Rauchfang stehende Sublimirofen hat im Allgemeinen die Einrichtung des in Fig. 233 dargestellten Realgarofens, nur befindet sich zwischen den glasirten Röhren *a* und der Vorlage *b* ein spiralförmig aufgerolltes Eisenblechtäfelchen, welches in beide etwa 105 Mm. hineinragt, mit Thon überzogen, damit lutirt und dazu bestimmt ist, den Arsendampf grossentheils in seinen Zwischenräumen zu condensiren. Die Vorlagen haben an der Stirn eine kleine Thür von Eisenblech, die bis gegen Ende der Operation, wo erst ein Beobachten der Röhre nöthig wird, mit Lehm verstrichen bleibt. Die Röhren, welche dicht sein und dem Einflusse des Feuers und dem Erzgewichte Widerstand leisten müssen, stellt man zu Reichenstein aus 1 Thl. frischem und 2 Thl. gebranntem Thon (Chamotte) her und giebt ihnen entweder einen Beschlag aus Lehm, Blut, Kälberhaaren, Eisenhammerschlag und Alaun oder dadurch eine Glasur, dass man dieselben nach dem Austrocknen möglichst glättet, einen Brei von gebranntem und ungebranntem Sublimirofen.

---

1) Dumas, angew. Chem. (1835), 4, 110. 2) B. u. h. Ztg. 1868, S. 423. 3) Dingl. 205, 575.

Thon oder gepulvertem Quarz einreibt und dieselben brennt. Zu weite und zu kurze Röhren geben viel graues Pulver im Gemisch mit arseniger Säure, indem ersteren Falle viel Luft darin eingeschlossen ist, anderen Falles der Arsendampf zwischen der Blechspirale hindurch in die mit Luft gefüllte Vorlage tritt und sich hier theilweise oxydirt. Die Feuerung wird mittelst der Füchse im Gewölbe geleitet.

Sublimirverfahren.

Die Sublimation erfordert nachstehende Manipulationen: Füllen der Röhren mit Erz, Einbringen der Blechspirale in dieselben, Anlutiren der Vorlagen, sobald sich nach begonnener Feuerung Arsendämpfe entwickeln, Unterbrechung der Operation nach einer gewissen Zeit und wenn sich beim Oeffnen der Vorlagenthür keine Dämpfe mehr zeigen, Erkaltenlassen des Ofens, Abnehmen der Vorlagen, welche meist pulverförmiges Arsen enthalten, und der Blechspirale, vorsichtiges Auseinanderrollen derselben, um die Fliegensteinlamellen nicht zu beschädigen und Ausräumen der Rückstände, um sie durch Röstung noch auf arsenige Säure zu benutzen.

Beispiele.

Reichenstein.

Reichenstein[1]) (Schlesien). Ofen mit 26 glasirten Röhren von 0.68 bis 0.73 M. Länge und 0.13 M. Weite mit auf Stützen ruhenden Thonvorlagen und Eisenblechspirale, auf jeder Seite in der untern Reihe 7, darüber in den Zwischenräumen 6 Stück Röhren; Ofenfüllung von 250 Kil. Arsenikalkiesschlieg mit 30 Proc. arseniger Säure giebt nach 10 St. etwa 50 Kil. = 20 Proc. Arsen, davon 90 Proc. als Fliegenstein und 10 Proc. als Pulver; die Rückstände liefern beim Rösten nch etwa 30 Proc. arsenige Säure.

Freiberg.

Freiberg.[2]) Sublimiren von Erzen mit 35 Proc. Arsen, während arsenärmere Erze mit etwa 15 Proc. Arsen zur Realgarfabrikation benutzt werden, indem bei ersteren sublimirter Fliegenstein den Hals der Vorlagen rasch verstopfen würde.

Ribas.

Ribas (Spanien[3]). Ofenfüllung von 400—475 Kil. für 22 Röhren von 0.71 M. Länge und 0.18 M. Weite, Erhitzung während 9 St. mit 200 Stück Torf und 2.08—3 Hectoliter Steinkohlen.

182. Arsenige Säure (Weisses Arsenglas, Giftmehl).

Dieselbe, das Hauptproduct bei Darstellung von Arsenikalien auf Hütten, entsteht beim Rösten von Arsenmetallen. Als Rohmaterialien dienen

Rohmaterialien.

a) eigentliche Arsenerze (Scherbenkobalt, Arsenkies, Arsenikalkies), welche beim Rösten arsenige Säure in Condensationskammern in Gestalt eines mehr oder weniger grauen Pulvers (Giftmehl) entlassen; dasselbe, seltener Handelswaare, wird noch ein oder mehrmals umsublimirt oder raffinirt (Gröb- und Glasmachen), um daraus Handelswaare in Gestalt einer glasartigen Masse (weisses Arsenglas, Weissglas) zu erzielen. Die erfolgenden Rückstände (Arsenikabbrände, Arsenikbrände) werden entweder abgesetzt (Altenberg) oder noch auf Gold (Reichensteiner Arsenikalkies, Ribaser Arsenkies) oder Silber weiter verarbeitet (Andreasberger Scherbenkobalt, Freiberger Arsenkiese).

b) Arsenhaltige Silber-, Nickel-, Kobalt-, namentlich Zinnerze (Sachsen, Cornwall), Bleierze (Freiberg), Kiese (Freiberg) u. s. w., aus denen beim Rösten arsenige Säure als Nebenproducte erhalten wird, welche man in angegebener Weise raffinirt. (Freiberger arsenikalischer Flugstaub aus Kilns, Schütt- und Fortschaufelungsöfen hält durchschn. 75 Proc. arsenige Säure).

1) Kerl, Met. 4, 511. 2) B. u. h. Ztg. 1871, S. 245. 3) B. u. h. Ztg. 1853, S. 764.

c) Arsenkalk[1]) (arsensaurer und arseniksaurer Kalk) aus Anilinfabriken, welcher beim Erhitzen in Eisenretorten für sich in Folge eines Gehaltes an organischen Substanzen oder beim Ueberleiten reducirender Gase Arsendämpfe entwickelt, die in mit heisser Luft versehenen Condensationskammern eintretend in arsenige Säure übergehen.

Zur Darstellung von weissem Arsenglas können nachstehende Operationen erforderlich sein: Verfahren.

1. Rösten der Arsenmetalle zur Erzeugung von Giftmehl. Rösten.

Arsenikalkies stösst in Dunkelrothgluth bei Luftzutritt Arsendämpfe, bei steigender Temperatur arsenige Säure aus und es bleibt ein Gemenge von Eisenoxyd und arsensaurem Eisenoxyd zurück. Arsenikkies entlässt unter ähnlichen Verhältnissen erst Schwefelarsen, dann schweflige und arsenige Säure unter Zurücklassung von Eisenoxyd nebst geringen Mengen von schwefelsaurem und arsensaurem Eisenoxyd. Arsenhaltige Nickel- und Kobalterze geben beim Rösten arsenige Säure und Arsensuboxyd und es bleiben basisch arsensaure Salze zurück. Um die entwickelte arsenige Säure möglichst rein und von weisser Farbe zu erhalten, muss, damit kein Erzstaub in die Condensationskammern (Giftkammern) gelangt, beim Eintragen und Umkrählen des Schlieges, sowie beim Ausräumen der Rückstände der Zug zur Giftkammer geschlossen und ein Nebenzug (verlorner Fuchs) geöffnet werden, auch das Umkrählen vorsichtig geschehen, namentlich aber verhütet werden, dass kohlige Theile von der Feuerung zwischen die arsenige Säure gelangen: Theorie.

Fig. 226.

1) Polyt. Centr. 1867, S. 1276.

Diese geben beim Raffiniren zur Reduction von Arsen Veranlassung, welches das Arsenglas dunkel färbt, sowie auch beim Rösten der Erze ins Giftmehl übergerissener Arsenschlieg, welcher beim Raffiniren des Mehles Arsen entlassen kann.

Röstöfen. Als Röstöfen kommen zur Anwendung:

Muffelöfen a) Muffelöfen, bei welchen die Feuergasse mit dem Erze nicht in Berührung kommen und deshalb ein reines Product erfolgt, aber viel Brennmaterial verbraucht wird (Reichenstein, Andreasberg, Altenberg).

Beispiele. Reichensteiner Ofen[1]) (Fig. 228). *a* Rost. *b* Aschenfall. *c* 5 Feuercanäle unter dem 3.45 M langen und 2.2 M. breiten Herde *d*. *e* und *f* nach der Doppelesse *g* führende Canäle. *h* in den Raum *i* und von da in die Flugstaubkammern führender Canal, mittelst Schiebers *r* zu schliessen. *k* Schlitz zur Aufnahme des gerösteten Erzes mit Schieber *l* und mit Rauchfang *q* darüber. *m* Chargiröffnung für das auf dem Ofengewölbe abgewärmte Erz. *n* und *o* Luftzuführungscanäle. *p* Arbeitsöffnung mit Gezähwalze.

Andreasberger Ofen[2]) (Fig. 229). *a* Chargircanal. *b* Gemauerter Röstherd. *c* Gusseiserne Muffel, 3.14 M. lang, 2.28 M. breit und 0.63 M. hoch, *d* Schlitz zum Entlassen des abgerösteten Erzes in den Kühlraum *e*. *f* Arbeitsöffnung. *g* Gezähwalze. *h* Schlot hinter der Arbeitsöffnung zum Schutze der Arbeiter. *i* Oeffnung zum Entweichen der arsenigen Säure in die gemauerten Giftkammern *k* und von da in den Giftthurm. *l* Schieber. *m* Barnsteinumkleidung auf der Eisenmuffel. *n*, *o* und *p* Flammenzüge. *q* Esse mit Schieber *r*. *s* Ausgesparter Raum. *t* Feuerungsraum. *u* Aschenfall. *w* Oeffnungen zum Reinigen der Züge *n*.

Fig. 229.

Gasröstöfen. b) Gasröstöfen, welche eine bessere Ausnutzung des Brennmaterials gestatten, als die vorigen, ohne dass die arsenige Säure von den Feuergasen verunreinigt wird. Am besten eignen sich aus verkohlten Brennstoffen erzeugte Gase.

Beispiele. Ribas. Ribas in Spanien[3]) (Fig. 230). *a* Gasgenerator 2 M. hoch und 0.99 M. weit, durch die 0.52 M. weite Oeffnung *h* zu speisen. *b* Rost. *c* Aschenfall, 1.57 M. hoch. *d* Canäle zum Eintritt kalter Luft, welche erwärmt bei *e* über die Feuerbrücke *f* austritt. *g*. Spähelöcher. *i* Esse, während des Chargirens geöffnet, sonst durch den Schieber *k* geschlossen. *l* Canal zur Ableitung der Dämpfe und Gase in die Condensationskammern, während des Chargirens geschlossen. *m* Chargir-

Fig. 230.

1) Plattner-Richter's Hüttenkunde 1, 214. 2) Kerl, Oberh. Hüttenpr. S. 126.
3) B. u. h. Ztg. 1853, S. 767.

öffnung. *n* Arbeitsthür mit Gezähwalze. Herd 3.14 M. lang und bei *k* 0.31 M. hoch.

Der Freiberger Ofen hat eine ganz ähnliche Einrichtung wie Fig. 52, S. 65, nur geht die Oeffnung *c* des Generators bis an die Oberfläche des Ofens; statt der Flugstaubkammern *v* ist ein 250 M. langer Giftfang vorhanden. Herd 4.39 M. lang und 3.14 M. breit.

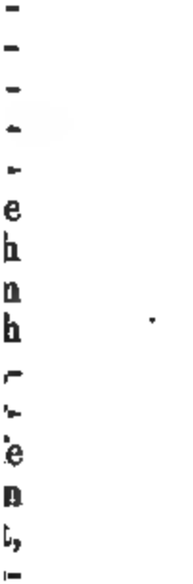
Direct befeuerte Flammöfen.

c) Flammöfen mit directer Feuerung. Derartige hinsichtlich des Brennmaterialconsums zweckmässige, aber eine Verunreinigung der arsenigen Säure begünstigende Oefen werden seltener bei eigentlichen Arsenerzen (Ribas[1]), als da angewandt, wo man die arsenige Säure als Nebenproduct gewinnt, z. B. bei arsenhaltigen Zinnerzen (Fig. 220). Bei der höheren Temperatur in den Condensationsräumen erfolgt ein weniger feines, schweres Mehl.

Condensationsräume.

Zur Verdichtung der bei 230° C. flüchtig werdenden arsenigen

Fig. 231.



A Röstöfen (Fig. 228). *a* nach dem Giftthurm führender Canal.

tröpfelt. Der arsenigsaure Kalk giebt nach dem Eindampfen beim

1) B. u. h. Ztg. 1853, S. 767, 770. Plattner's Röstpr. 1856, S. 353.

Erhitzen mit reducirenden Agentien in Retorten Arsendämpfe, die man zu arseniger Säure verbrennen kann.

Bei gleichen Längen des Rauchzuges findet in Canälen eine vollständigere Abkühlung statt, als in Thürmen. Die Giftthürme wirken wie Schornsteine, namentlich bei Oefen, deren Feuergase mit der arsenigen Säure sich mischen, indem die unteren Kammern die oberen, die äusseren die mittleren erhitzen. Aus Muffelöfen bewegen sich die Dämpfe in den Thürmen träge und bei der langsamen Abkühlung entstehen für den Handel nicht erwünschte grössere Krystalle. Gasflammöfen in Verbindung mit liegenden Canälen gestatten eine raschere Condensation, indem die Dämpfe schneller nach den kälteren Theilen strömen. Bei kühl gehaltener Condensation ist das Mehl leichter und feiner, als wenn die Temperatur in Folge mit eintretender Feuergase sich höher hält.

Manipulationen.

Die Manipulationen beim Rösten sind folgende: Chargiren bei geschlossenem Zuge zu den Condensationskammern, Oeffnen desselben, anfangs stärkeres Feuer, um das Erz zur Rothgluth zu erhitzen, dann schwächeres und zuletzt wieder stärkeres; anfangs selteneres, dann öfteres aber vorsichtiges Umkrählen (bei an arseniger Säure reichem Flugstaub öfteres Umschaufeln, damit derselbe nicht frittet), Vorschieben der Post gegen die Feuerbrücke, nachdem der daselbst liegende Theil abgedampft ist und die Rückstände zur Seite geschoben sind, Einsetzen einer neuen Post an der Fuchsseite; Zeitdauer der Röstung je nach Reichhaltigkeit, Korngrösse und Aufschliessbarkeit des Erzes variabel, Beendigung bei aufhörendem Flammen, nachlassender Dampfentwicklung und eben nur bemerkbarem Rauch am Schornstein bei richtiger Feuerung, Ausräumen der Rückstände in den vorn im Ofenherd befindlichen Schlitz; Ausräumen des Giftmehles nach beendigter Jahresarbeit oder wenn sich eine gewisse Menge davon angesammelt hat, von Arbeitern, welche mit doppelter und eng anschliessender Kleidung und einem feuchten Schwamm vor Mund und Nase versehen sind.

Giftmehlraffination.

2. Raffination des Giftmehles. Dieselbe besteht in einem Umsublimiren des pulverförmigen grauen Giftmehles, um nicht flüchtige Unreinigkeiten zurückzuhalten und eine weisse glasartige Masse (weisses Arsenikglas) zu erzielen. Man erreicht beide Zwecke entweder in einer Operation (Andreasberg, Reichenstein) oder in zwei Operationen, wo dann die erstere (das Gröbmachen) die Abscheidung der Unreinigkeiten bei niedrigerer, die zweite die Umwandlung des dabei erfolgten weissen Pulvers in eine glasige Masse (das Glasmachen) bei einer höheren Temperatur bezweckt (Ribas).

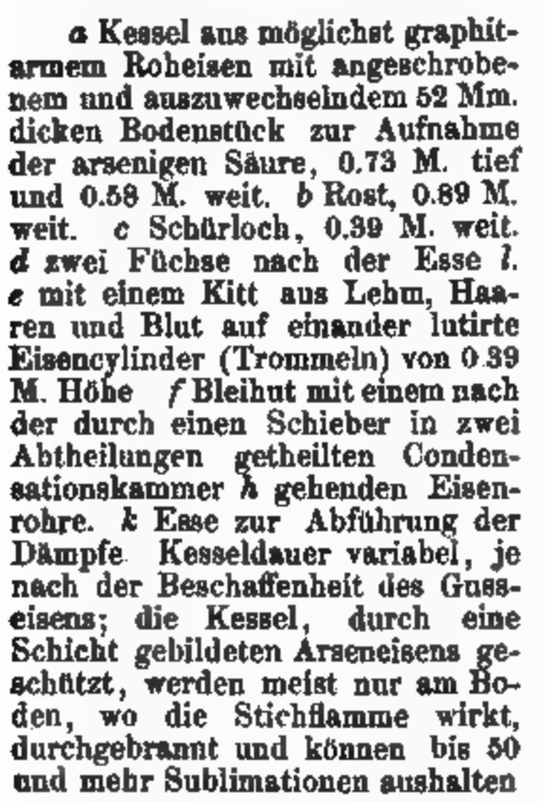
Gröbmachen. Weissofen. Verfahren.

a) Gröbmachen. Hierzu dient ein Sublimirapparat (Raffinir- oder Weissofen) von nachstehender Construction (Fig. 232).

Wird in dem Kessel *a* das Arsenikmehl bei möglichst gelinder und gleichförmiger Temperatur erhitzt, so dass keine Sinterung der Säure auf dem Kesselboden eintritt, so erfolgt in der Trommel ein gleichförmig lockeres, zartes Sublimat, während ein Theil der Dämpfe erst in der Flugstaubkammer zur Verdichtung gelangt. Fühlt man mit einer Visirnadel auf dem Kesselboden nur Erzstaub und beschlägt dieselbe beim Einbringen durch eine mit Eisenpfropfen verschliessbare Oeffnung im Hute nicht mehr weiss, so ist der Process beendigt und man räumt nach dem Erkalten des Apparates das

Sublimat (entweder Handelsproduct oder Material zur Arsen-Glasbereitung) und die wieder zum Erzrösten gelangenden Rückstände aus.

Fig. 232.



a Kessel aus möglichst graphitarmem Roheisen mit angeschrobenem und auszuwechselndem 52 Mm. dicken Bodenstück zur Aufnahme der arsenigen Säure, 0.73 M. tief und 0.58 M. weit. *b* Rost, 0.89 M. weit. *c* Schürloch, 0.39 M. weit. *d* zwei Füchse nach der Esse *l*. *e* mit einem Kitt aus Lehm, Haaren und Blut auf einander lutirte Eisencylinder (Trommeln) von 0.39 M. Höhe *f* Bleihut mit einem nach der durch einen Schieber in zwei Abtheilungen getheilten Condensationskammer *h* gehenden Eisenrohre. *k* Esse zur Abführung der Dämpfe. Kesseldauer variabel, je nach der Beschaffenheit des Gusseisens; die Kessel, durch eine Schicht gebildeten Arseneisens geschützt, werden meist nur am Boden, wo die Stichflamme wirkt, durchgebrannt und können bis 50 und mehr Sublimationen aushalten

Glasmachen.

b) Glasmachen. Bei stärkerem Erhitzen pulverförmiger arseniger Säure sublimirt dieselbe und schmilzt an den Trommelwänden zu einem weissen Glase, wenn die Trommeln die richtige Temperatur haben.

Beim Sublimiren der arsenigen Säure in flachen oder offenen Gefässen erfolgt dieselbe als krystallinisch-pulveriges Product, ist dagegen zum Schmelzen geneigt, wenn die Sublimation aus tieferen Gefässen in hinreichend warme Trommeln tritt, wobei der mechanische Druck verstärkt wird und die Säure vor der Verflüchtigung eine höhere Temperatur annimmt. Mit steigendem Drucke bei passender Trommelwärme nimmt die Güte des Glases zu. Die Temperatur ist die richtige, wenn mittelst eines Besens gegen die Trommel gespritztes Wasser vom zweiten Trommeltheil unter Zischen, vom oberen aber allmälig verdampft. Bei zu hoher Temperatur erfolgt viel Sublimat in der Flugstaubkammer, bei zu niedriger ein unansehnliches Glas.

Wird eine durch den Hut eingebrachte Eisennadel nicht mehr weiss beschlagen, so lässt man den Apparat 14—16 St. erkalten, nimmt die Trommeltheile ab und entfernt daraus die 26—52 Mm. dicke glasige Rinde durch Schläge gegen die Trommel oder durch Ausbrechen mit eisernen Meisseln.

An Trommeln aus Zinkblech haftet das Glas weniger als an solchen aus Eisenblech oder Gusseisen; letztere sind wegen ihrer Schwere schwieriger zu handhaben.

Macht man keine Gröbe, sondern verwandelt das graue Giftmehl durch passende Temperatur beim Sublimiren gleich in Glas, so erscheint dieses von emporgerissenen Unreinigkeiten grau gefärbt (Rohglas) und bedarf dann einer zweiten Raffination (Andreasberg, Reichenstein). Gutes raffinirtes Arsenglas ist im frischen

Zustande vollständig glasig, durchsichtig, glasglänzend und hat muschligen Bruch; bei längerem Liegen wird dasselbe unter Eintritt von Differenzen in Löslichkeit, Härte und specifischem Gewicht krystallinisch, porzellanartig, opal- und wachsglänzend. Eine gelbliche Färbung des Glases kann von Schwefel, metallischem Arsen oder feinen Schliegtheilchen herrühren, sowie eine dunkle von Arsensuboxyd, z. B. durch Reduction von arseniger Säure durch Graphit des Kessels erzeugt werden. Das Product ist zuweilen antimonhaltig.[1])

Beispiele. Reichenstein.

a) Muffelofenröstung, Reichenstein.[2]) Rösten von 400—500 Kil. Arsenikalkiesschlieg in 52—105 Mm. hoher Lage im Muffelofen (Fig. 228) während 12 Stunden bis zum Aufhören des Flammens mit 7 Proc. Steinkohlen, Ausbringen 60 Proc. arsenige Säure, wovon 20 Proc. aus den letzten Kammern als gutes Mehl verkäuflich; Rückstände mit 3—5 Proc. Arsen zur Plattner'schen Goldextraction (S. 316); zweimaliges Umsublimiren von je 225 Kil. Giftmehl in 0.73 M. tiefen und 0.5 M. weiten Kesseln in 10—12 St. auf 94.5 Proc. Rohglas und 92 Proc. raffinirtes Arsenglas mit 1.2 Hectol. Steinkohlen pro 100 Kil. Giftmehl; Dauer der Kessel 16—20 Tage.

Andreasberg.

Andreasberg.[3]) Rösten von 200—300 Kil. Scherbenkobalt mit 65 Proc. As, 4½ Proc. Pb und 0.5 Proc. Ag bei 78 Mm. hoher Lage während 14—22 St. mit 1.1 Cbm. Buchenholz; Erfolg 48 Proc. Giftmehl und 50—52 Proc. silberreiche Rückstände mit 1—2 Proc. Ag und 12—16 Proc. Arsen. Sublimiren von 125 Kil. Giftmehl in einem Kessel (Fig. 232) während 8—10 St., nochmaliges Umsublimiren des Rohglases in Quantitäten von 175 Kil. Erfolg von 100 Giftmehl: 89 Arsenglas, 7 Rückstände mit 40—60 Proc. arseniger Saure und 4 Sublimat nebst Verlust; auf 100 Kil. Arsenglas gehen 1.19 Cbm. Holz.

Ribas.

b) Gasröstöfen. Ribas.[4]) Rösten von Posten von 750 Kil. Arsenkies in 6 St. auf 50 Proc. Mehl, Gröbmachen mit 250 Kil. Giftmehl in Kesseln von 0.63 M. Tiefe und 0.42 M. Weite in 8 St. mit 75 Kil. Holz und 50 Kil. Steinkohlen bei 6½ Proc. Verlust; Raffination von 200 Kil. in 7 St. mit 67 Kil. Holz und 33 Kil. Steinkohlen bei 96 Proc. Ausbringen. Während im Muffelofen in 24 St. 1000 Kil. Erz mit 6.2 Hectol. Steinkohlen abgeröstet werden mit 6 Grosch. Brennmaterialkosten pro 100 Kil. Erz, so setzt der Gasofen in gleicher Zeit 3000 Kil. Erz mit 200 Kil. Cokes durch bei 2 Groschen Brennmaterialkosten pro 100 Kil. Erz.

Freiberg.

Freiberg.[5]) Chargiren von 900 Kil. Flugstaub mit 75 Proc. arseniger Säure (S. 79) 4mal des Tages durch zwei Oeffnungen im Gewölbe des Flammofens (S. 401), öfteres Auflockern und Umschaufeln bei starker Rothgluth, Absublimiren der Post an der Feuerbrücke, Vorrücken der Post vom Fuchse gegen diese, nachdem die Rückstände zur Seite geschoben, um sie zur Bleiarbeit zu geben. Bei kleineren Oefen gingen auf 2000—2500 Kil. Flugstaub in 24 St. 10.4 Hectol. Cokes; Ausräumen des Giftfanges nach Ansammlung von etwa 5000 Kil. Giftmehl, dessen reinere Partien Handelswaare sind; die grauen vom Anfang des Canales zur Raffination auf Weissglas.

Ribas.

c) Gewöhnliche Röstöfen. Ribas. Rösten von 1200 Kil. Arsenkies in 24 St. mit 2.6 Cbm. Holz und 12 Gr. 6 Pf. Kosten für Brennmaterial pro 100 Kil. Erz.

Sachsen (S. 387) und Cornwall (S. 387). Rösten Arsenkies enthaltender Zinnerze.

183. Schwefelarsen (farbige Arsengläser). Dasselbe wird in nachstehenden beiden Verbindungen hergestellt:

Realgar.

1. Realgar (Rauschroth, Sandarach, Rubinschwefel, Arsenrubin), As_2S_2 oder As S mit 70.15 As und 29.85 S (angewandt hauptsächlich in der Gerberei zum Enthaaren der Felle, weniger in der Färberei zur Reduction des Indigos, in der Feuerwerkerei u. s. w.).

Rohmaterialien.

Die Darstellung desselben geschieht immer auf die Weise, dass man

1) Kerl, Met. 1, 728. 2) Kerl, Met. 4, 520. 3) Kerl, Oberharz. Hüttenpr. 1860. S. 536, 701. 4) B. u. h. Ztg. 1853, S. 767. 5) Plattner-Richter's Hüttenkunde 2, 312. B. u. h. Ztg. 1871, S. 245.

metallisches Arsen (nicht arsenige Säure) mit Schwefel in einem passenden Verhältniss verbindet, sei es durch gemeinschaftliche Sublimation geeigneter Erze (Arsen- und Schwefelkies) oder durch Sublimiren von Arsenkies und Schwefel. Das Gemenge von Arsen- und Schwefelkies findet sich entweder schon in dem aufbereiteten Erze vor (Freiberg) oder wird künstlich zusammengesetzt (Ribas).

Durch blosses Zusammenschmelzen von Schwefel und Arsen entstehen bei grösseren Verlusten durch Verflüchtigung minder schön gefärbte Verbindungen, welche beim Sublimiren sich leicht in mehrere verschieden gefärbte Producte zerlegen.[1]) Arsenige Säure und Schwefel geben beim Zusammenschmelzen Producte, welche weder in der Farbe, noch in der Zusammensetzung dem Realgar des Handels entsprechen, wegen eines Gehaltes an arseniger Säure giftig sind und sich für manche Zwecke nicht eignen, z. B. nicht zur Reduction des Indigos, zur Hagelgiesserei u. s. w. Auch entsteht grösserer Verlust an Schwefel durch Oxydation desselben durch die arsenige Säure. Zuweilen kommt durch Schwefelwasserstoff in Schwefelsäurefabriken aus Schwefelsäure gefälltes Schwefelarsen zur Verwendung (Freiberg).

Beschickungsproben.

Guter Realgar besitzt eine morgenrothe ins Hyacinthrothe und Braune übergehende Farbe bei pomeranzgelbem Strich, ist amorph, durchscheinend, flüchtiger als Rauschgelb und letzteres wieder flüchtiger, als arsenige Säure. Nicht immer erfolgt die schönste Farbe, wenn man die Ingredienzien nach dem stöchiometrischen Verhältniss zusammensetzt. Es bedarf deshalb für den Betrieb im Grossen erst der Anstellung von Beschickungsproben im Kleinen, um das Verhältniss zu ermitteln, welches ein Product von bestimmter Farbe giebt.

Manipulationen.

Operationen. Bei der Sublimation der angegebenen Materialien erhält man ein ungleichmässiges, meist streifiges Product (Rohglas), welchem durch Umschmelzen (Läutern) und Zusatz von Schwefel oder Arsen resp. Homogenität und der erwünschte Farbenton gegeben wird.

Rohglasgewinnung.

a) Darstellung von Rohglas. Arsenkies giebt beim Erhitzen unter Luftabschluss höchstens 46 Proc. Arsen, Schwefelkies der Theorie nach 23, auf Hüttenwerken aber nur 15—18 Proc. Schwefel. Während nach stöchiometrischem Verhältnisse zur Erzeugung von 100 Realgar 130.4 Thle. Schwefelkies und 152.1 Arsenkies erforderlich sind, verwendet man im Grossen meist gleiche Theile.

Fig. 233.

Oefen.

Die Sublimiröfen (Rothöfen) sind entweder Galeerenöfen (Fig. 233)

a 22 Thonröhren oder Krüge von 0.63 M. Länge, 0.16 M. Weite, der im Ofen befindliche Theil mit Lehm überzogen. *b* Vorlagen von 0.47 M. Länge und 0.16 M. Weite mit Lehm an die Retorten lutirt und oberflächlich mit einer 0,86 Q.-Cm. grossen Oeffnung zum Entweichen der Wasserdämpfe versehen. Bei einem Ansteigen der Röhren von Innen nach Aussen gelangt die Gluth aus denselben weniger in die Vorlagen und das gewonnene Product wird minder verzehrt (Ribas).

1) Kerl, Met. 4, 530.

mit discontinuirlichem Betrieb oder Retortenöfen mit continuirlichem Betriebe, in Gestalt der zur Leuchtgasfabrikation angewandten Apparate, welche an der Hinterseite gefüllt und entladen werden können (Freiberg). Das vordere hervorragende Ende der Thonretorte ist in letzterem Falle zusammengezogen und nimmt als Vorlagen Eisenblechkästchen auf, welche durch eine Oeffnung den Wasserdämpfen den Ausgang und die Beobachtung des Processes gestatten.

Verfahren. Man erhitzt die zu $^2/_3$ geladenen Röhren allmälig bis zur Rothgluth, lässt bei intermittirendem Betriebe den Ofen erkalten, nimmt die Vorlagen ab und das darin enthaltene Rohglas behuf der Läuterung heraus. Man sucht beim Sublimiren lieber ein festeres dunkleres arsenreicheres, noch Schwefel bedürftiges Product zu erzeugen, als ein pulveriges leichtzerreibliches hellrothes Sublimat, welches noch eines Arsenzusatzes beim Läutern bedarf.

Rohglas-läutern. b) Läutern des Rohglases. Dieses besteht in einem raschen Einschmelzen bei bis zur Rothgluth gesteigerter Hitze in eingemauerten gusseisernen Pfannen (Fig. 234), Durchrühren der geschmolzenen Masse, Abziehen der Unreinigkeiten (Läuterschlacke), Einrühren von Schwefel[1]) zur Herstellung dunklerer Sorten oder Arsen für hellere (statt dessen wohl Rohglas oder sogenanntes mageres Schwefelarsen mit vorwaltendem Arsengehalte) mit einem runden eisernen Stabe, nochmaliges Abziehen der Schlacke, wenn das Glass dünn vom Eisenstabe abfliesst und nach dem Erkalten bei gehöriger Farbe dicht ist, dann Ablassen der flüssigen Masse in konische Formen von Eisenblech (Läutertöpfe) Bedecken derselben und Zerschlagen der erkalteten Barren in Stücke.

Fig. 234.

a Pfanne von 0.79 M. Länge, 0.52 M Höhe und 0.21 M Breite. b Rost.

Beispiele. Erzgebirge. Galeerenöfen. Sächsisches Erzgebirge.[2]) Erhitzen gleicher Theile Schwefel- und Arsenkies in zu $^2/_3$ gefüllten Röhren (Fig. 233) während 10—12 St. und Läutern des Glases in angegebener Weise.

Ribas. Ribas.[3]) Erhitzen von 400 Kil. Beschickung aus gleichen Theilen Arsen- und Schwefelkies in ansteigenden Thonröhren während 6—7 St. mit 100 Kil. Holz und 150 Kil. Steinkohlen, Erfolg von 75 Kil. Rohglas, welches in Quantitäten von 200 Kil. in 2 St. in 0.79 M. unten und 0.94 M. oben langen, 0.31 M. unten und 0.39 M. oben breiten und 0.71 M hohen Pfannen mit 100 Stück Torf abgeläutert wird, indem man für dunklere Sorten 20—25 Kil., für lichtere etwa 15 Kil. Schwefelzusatz giebt.

Reichenstein. Reichenstein. Erhitzen von 250 Kil. röschem Arsenikalkiesschlieg und 39 Kil. Rohschwefel in dem Fliegensteinofen (S. 398), Erfolg von 75 Kil. Rohglas, Um-

1) B. u. h. Ztg. 1853, S. 776. 2) Kerl, Met. 4, 528. 3) B. u. h. Ztg. 1853, S. 774 (mit Zeichn.).

schmelzen von 200 Kil. davon in Pfannen bei Zusatz von 30 Kil. raffinirtem Schwefel und Erfolg von 214 Kil. Realgar; ein schwefelärmeres Product hat den Namen Rubinglas oder rother Schwefel mit 34.77—36.57 Schwefel, also 5.07—6.63 Proc. im Ueberschusse gegen As S vorhanden.

Röhrenöfen. Freiberg. Beschicken gattirter, Arsen- und Schwefelkies enthaltender Schliege mit 15 Proc. As und 26—28 Proc. S in Oefen mit 12 Röhren; jede mit 30 Kil. Erz alle 12 St. beschickt; Rückstände mit $^1/_2$ Proc. As und 23—24 Proc. S zum Rösten in Schüttöfen und Fortschaufelungsöfen, dann zur Schmelzung; Rohglas zum Läutern unter Schwefelzusatz auf ein etwa 75 Proc. As und 25 Proc. S enthaltendes kirschrothes Product (Stralgen). Schwefelarsen aus den Schwefelsäurefabriken. Zusammenschmelzen nach dem Aussüssen und Trocknen in geschlossenen eisernen Retorten unter Gasdruck; Verarbeiten mit Läuterschlacken in Galeeren- und Röhrenöfen auf Rohglas und Läutern desselben mit dem Rohglas aus der Sublimation. Freiberg.

2. Rauschgelb (Auripigment, Operment) $\ddot{A}s$ oder $As_2 S_3$ mit 61.04 As und 38.96 S. Dieses Product von schön citron- bis pomeranzgelber Farbe erfolgt durch Zusammenschmelzen oder Sublimiren eines Gemenges von arseniger Säure[1]) (nicht Arsen) und Schwefel ($2\bar{A}s + 9S = 2\ddot{A}s + 3\check{S}$ oder $2As_2O_3 + 9S = 2As_2S_3 + 3SO_2$), wobei höchst giftige Producte als Gemische von Schwefelarsen mit bis 97 Proc. arseniger Säure in den helleren und 1—15 Proc. davon in den dunkleren Sorten erfolgen. Es ist in dem Rauschgelb entweder Schwefelarsen nur in arseniger Säure suspendirt oder mit ihr zum Theil chemisch verbunden. Rauschgelb.

Beim Zusammenschmelzen der Ingredienzen im stöchiometrischen Verhältnisse (100 arsenige Säure und 73 Schwefel) erfolgen minder schöne Farben, als bei geringerem Schwefelzusatz, z. B. $^1/_3$—$^1/_5$.

Die Sublimation geschieht in den Arsenikglassublimiröfen (Fig. 232) bei einer Temperatur, in welcher das Sublimat oben in den Trommeln schmilzt. Bei höherer Temperatur entweichen viel Dämpfe, bei zu niedriger erfolgt ein staubiges Product. Der Process ist beendigt, wenn ein in den Hut eingebrachtes blankes Eisen keinen Anflug erhält. Man hält das gute Glas als Handelswaare von dem streifigen Glas und gelben Pulver aus, schmilzt oder sublimirt ersteres nochmals um und setzt letzteres beim nächsten Sublimiren wieder zu. Sublimation.

Reichenstein. Erhitzen von arseniger Säure mit 5 Proc. gepulvertem Schwefel bei allmälig steigender Temperatur bis zur Rothgluth. Nach Buchner[2]) enthielten durchscheinendes und gestreiftes, doppelt raffinirtes intensiv gefärbtes und homogenes, sowie Glas von minder intensiver Färbung resp. 2.5, 1.05 und 1.34 Proc. Schwefel, entsprechend 6.4, 2.68 und 3.43 As_2S_3. Beispiele.

Freiberg. Einsatz von 2 Proc. Schwefel auf den Boden des Sublimirkessels, darauf arsenige Säure und Sublimiren.

---

1) Kerl, Met. 4, 528. B. u. h. Ztg. 1853, S. 778. 2) B. u. h. Ztg. 1871, S. 245.

XI. Antimon.

Erze. **184. Antimonerze.** Zur Antimongewinnung[1]) kommen hauptsächlich in Anwendung:

Grauspiessglanz (Antimonglanz), $\ddot{S}b$ oder $Sb_2 S_3$ mit 72.8 Proc. Sb, zuweilen silberhaltig (Arany-Idka, Australien[2]) und goldhaltig (Magurka, Australien[3]).

Auf Gängen und Lagern in krystallinischen Silicatgesteinen und in Gesteinen der Grauwackenformation (Erz- und Fichtelgebirge, Wolfsberg am Harz. Arnsberg in Westphalen, Magurka in Ungarn, Mileschau und Schönberg in Böhmen, Malbosc in Frankreich, Italien, England, Spanien, Portugal, Toscana, Nord- und Südamerika). Fast alles in England consumirte Antimon kommt aus Indien (Singapore); Algier und Corsika besitzen bedeutende Antimonlagerstätten. Jährliche Production an Antimonerzen an 4.170.000 Kil.

Berthierit $\dot{F}e\ \ddot{S}b$ oder $Fe\ Sb_2 S_4$ mit 56.7 Proc. Sb, zuweilen mit Grauspiessglanz in grösseren Mengen vorkommend. (Ungarn, Auvergne u. s. w.).

Weissspiessglanz (Antimonblüthe, Weissantimonerz), $\ddot{S}b$ oder $Sb_2 \dot{O}s_3$ mit 84.3 Sb.

Auf Lagerstätten des Antimonglanzes und durch Oxydation desselben entstanden; in grösserer Menge in Constantine.

Rothspiessglanz (Antimonblende) $2\ddot{S}b, \dot{S}b$ oder $Sb_2 O_3, 2Sb_2 S_3$ mit 75.05 Sb, mit Antimonglanz in Toskana und Constantine.

Kunstproducte. Von Kunstproducten dienen zuweilen antimonreiche Hüttenspeisen, z. B. aus Fahlerzen, zur Antimongewinnung (Ungarn[4]). Ein Antimongehalt von Bleierzen wird im daraus gewonnenen Hartblei (S. 92) nutzbar gemacht.

Darstellungsmethode. **185. Antimongewinnungsmethoden.** Dieselben beschränken sich auf Hüttenwerken entweder nur auf das Ausschmelzen des Schwefelantimons (Antimonium crudum) aus der beibrechenden Gebirgsart oder auch auf die Darstellung von metallischem Antimon (Regulus antimonii) aus dem Antimonium crudum, neuerdings auch direct aus den Erzen. Das erfolgende Product bedarf meist noch einer Raffination.

Der Verbrauch an metallischem Antimon ist seit Darstellung von Hartblei (S. 92) auf Blei- und Silberhütten beschränkt worden.

Smith gewinnt Antimon auf nassem Wege durch Auflösen des feingepulverten Erzes in heisser Salzsäure in hölzernen Trögen, fällt aus der Lösung Antimon durch Zink oder Eisen und schmilzt dasselbe nach dem Auswaschen unter einer Kohlenstaubdecke im Tiegel zusammen.

---

1) Citate: Kerl, Repertor. d. techn. Literatur 1, 31, 2) Leoben. u. Pribr. Jahrb. 1857. Bd. 17. 3) Verhandl. d. k. k. geolog. Reichanst. 1868, No. 7. 4) B. u. h. Ztg. 1859, No. 37; 1866, S. 23, 80, 135; 1868, S. 49.

186. Aussaigern von Antimonium crudum. Das Schwefelantimon lässt sich schon bei mässiger Rothgluth aus den strengflüssigen Gebirgsarten ausschmelzen, wobei 10—12 Proc. Antimon in den Rückständen bleiben. Bei Anwendung höherer Temperaturen verflüchtigt sich das Schwefelantimon, in Weissglühhitze vollständig. Das Saigern geschieht seltener und dann nur mit grossen Metallverlusten, allerdings bei vollständigerer Ausnutzung des Brennmaterials, direct auf dem Herde eines Flammofens (früher in Ramée[1]) und Linz[2]), als in Gefässen (Töpfen oder Röhren), welch letzteres Verfahren bei erhöhtem Brennstoffaufwand ein grösseres Ausbringen gestattet. Die Auswahl der einen oder andern Methode richtet sich hauptsächlich nach der Reichhaltigkeit des Erzes und dem Preise des Brennmaterials und des Antimonium crudum. Damit das Product das im Handel verlangte strahlig- krystallinische Gefüge neben metallischem Glanz und Graphitfarbe erhält, muss dasselbe langsam erkalten; bei rascher Abkühlung wird dasselbe unansehnlich. Dasselbe kann Eisen, Blei, Kupfer und Arsen enthalten.

Theorie.

Saigermethoden.

Analysen von Antimonium crudum:

Analysen.

	Sb	Pb	Fe	As	S	Cu
a.	62.477	10.403	0.700	Spr.	26.420	—
b.	59.674	11.956	0.630	Spr.	27.740	—
c.	70.255	—	0.315	—	29.430	—
d.	71.980	—	Spr.	—	28.020	—
e.	—	3.75	2.85	—	—	0.50
f.	—	5.53	0.35	0.79	—	0.10.

a. Kronacher Schw., bunt angelaufen, nach Wittstein. b. Desgleichen, nicht bunt angelaufen. c. Ungarisches Schw. d. Englisches Schw. e. Von Magurka. f. Von Arany-Idka.

	g.	h.	i.
Fe S	1.102	4.093	3.235
Pb S	—	—	
$As_2 S_3$	0.568	3.403	0.247
$Sb_2 S_3$	98.330	92.504	96.518

g. Von Rosenau (Ungarn) nach Löwe.[3]) h. Von Liptau (Ungarn). i. Von Neusohl (Ungarn). Nach Reichardt[4]) enthält Schwefelantimon von Schleiz (neben wenig Eisen und bei Abwesenheit von Blei) strahliges 0.152, körniges 0.040, aus Spanien 0.063, von Rosenau 0.150, von Wolfsberg 0.235, von Brandholz im Fichtelgebirge 0.185 und aus Ostindien 0.490 $As_2 S_3$; das Arnsberger Product von Casparizeche ist arsenfrei. Mirus fand in Schwefelantimon des Handels bis 30 Proc. Quarz.

1. Discontinuirlicher Betrieb.

Discontinuirlicher Betrieb.

a) Saigern in Töpfen bei freiem Feuer. Dieses Verfahren empfiehlt sich für reichere, nicht hohe Temperatur erfordernde Erze bei billigem Holze wegen grosser Production ohne Nachtheil für die Gesundheit der Arbeiter und der Herstellbarkeit der Saigervorrichtung unmittelbar neben der Grube, wo dann die geringeren Transportkosten den höhern Brennstoffaufwand wieder aufwägen.

Herdöfen.

Der Saigerapparat ist sehr einfach herzustellen.

Saigerapparat.

---

1) Karsten's Arch. 1. R. 18, 178. 2) Ebend. 12, 380. 3) B. u. h. Ztg. 1864, S. 321. 4) Dingl. 169, 281.

Beispiele. Wolfsberg. Wolfsberg am Harz (Fig. 235). *a* mit Zuglöchern versehene aus losen Steinen zusammengestellte Wände. *b* Thongefässe zur Aufnahme des Erzes, mit Deckel zu versehen und mit durchlöchertem Boden *c* Recipienten, behuf langsamer Abkühlung des Inhaltes in schlechte Wärmeleiter *d* (Asche, Sand, Erde) eingegraben.

Fig. 235.

Malbosk. 25—30 Tiegel von 0.33 M. Höhe und 0.22 M. oberer Weite zwischen zwei 0.25 M. hohen und 0.40 M. von einander abstehenden Wänden.

Magurka. Magurka (Ungarn). Bedecken eines trocknen freien 3.14 M. breiten Platzes 0.16 M. hoch mit Asche- und Kohlengestübbe, Einsenken von 29—30 irdenen Recipienten von 0.29 M. Höhe in einer Linie dicht nebeneinander zu etwa $^3/_4$ der Höhe in die Sohle, Aufstellen von 33—34 solcher Reihen in 0.32 M. Entfernung neben einander, Einstellen eines Topfes von 0.29 M. Höhe mit 3 runden 20 Mm. grossen Löchern im Boden in den Recipienten und in ersteren noch eines zweiten Topfes mit herausgeschlagenem Boden.

Saigerverfahren. Das Verfahren beim Saigern besteht darin, dünnspaltiges trocknes Scheitholz in etwa 0.63 M. langen Stücken in die Zwischenräume zu legen, darauf eine dünne Querlage von auf zwischen den Reihen eingelegten Stangen ruhendes Holz zu bringen und dieses rasch von allen Seiten mit Holzfackeln anzuzünden (Wolfsberg, Magurka); oder Füllen des Raumes um die Tiegel mit Steinkohlen und Entzünden derselben mit Reisig (Malbosc), Abkühlenlassen der Recipienten und Zerschlagen derselben mit der Vorsicht, dass sie sich (etwa die Hälfte) wieder lutiren und brauchen lassen (Malbosc).

Beispiele. Magurka. Magurka.[1]) Charge für jeden der beiden in einander stehenden Töpfe 4—5 Kil., Erfolg von 4000—4250 Kil. Schwefelantimon in $1^1/_2$ St. mit 38—41 Cbm. Holz. Bei hohen Antimonpreisen kann die nochmalige Verarbeitung der Saigerrückstände (Saigerschlacken) durch Aufbereitung auf Stossherden, Todtrösten, Schmelzen mit 6—10 Proc Glaubersalz, 10 Proc. Antimonium crudum und 10 Proc. Kohlenklein auf einen Rohkönig und Raffiniren desselben mit 20 Proc. Ant. crud., 1 Proc Schwefelkies und 3 Proc. Potasche sich empfehlen.

Malbosc (Frankreich). 4 Schmelzungen mit Chargen von 15 Kil. Erz pro Topf in 40 Stunden, bis der Recipient voll ist; auf 100 Kil. ausgebrachtes Schwefelantimon gehen 300 Kil. Steinkohlen und 40 Kil. Holz. 20 Töpfe mit 1200 Kil. viermaliger Füllung liefern in 40 St. 469 Kil. Schwefelantimon mit 1487 Kil. Steinkohlen und 200 Kil. Reisig.

Wolfsberg. Wolfsberg. Durch Handscheidung und Ausklauben gereinigte Erze geben Rückstände mit $^1/_{10}$—$^1/_4$ ihres Gewichtes Schwefelantimon.

Flammöfen. b) Saigern in Töpfen in Flammöfen. Dieses Verfahren wird bei ärmeren, eine höhere Temperatur erfordernden Erzen und

1) Oest. Ztschr. 1856, S. 59. B. u. h. Ztg 1861, S. 133; 1862, S. 409. Verhandl. d. k. k. geol Reichsanst. 1868, No. 7.

besserer Ausnutzung des Brennmaterials zweckmässig angewandt, wobei aber die Gesundheit der Arbeiter mehr leiden kann (La Lincouln in Frankreich, Wolfsberg, Schleiz).

La Lincouln (Fig. 236, 237). *a* irdene Töpfe von 0.5 M. Höhe, 0.29 M. Beispiel. La Lincouln.

Fig. 236.

Fig. 237.

oberem und 0.24 M. unterem Durchmesser, auf bauchigen Untersätzen *b* von 0.24 M. Höhe, 0.26 M. Weite im Bauche und 0.21 M. Weite oben und unten. *c* Feuerung. *d* Füchse. *e* Esse. *f* Fundament. Chargiren von 20 Kil. Erz in jeden Topf, zu unterst reiches, darauf ärmeres, zu oberst ärmstes; 1stündiges schwaches Feuern, damit die Stücke nicht zerspringen, dann 3stündiges stärkeres und zuletzt wieder 2stündiges schwächeres Feuern; Abkühlenlassen des Ofens während 20 bis 24 St., Entfernung der Kuchen von 10—12 Kil. Gewicht aus den Recipienten, Ausbringen von 50 Proc. Schwefelantimon mit 0.46—0.49 Cbm. Birkenholz auf 1500 Kil. Erz.

2. Continuirlicher Betrieb. Derselbe gestattet eine grössere Production in einer gewissen Zeit bei vollständigerer Ausnutzung des Brennmaterials. Seltener werden nach einer älteren Einrichtung in Schmöllnitz Töpfe in einem Flammofen um eine Feuerung im Kreise herumgestellt, welche durch vom Boden abgehende gekrümmte Röhren mit ausserhalb des Ofens stehenden Recipienten in Verbindung sind. Vortheilhafter hinsichtlich des Aufwandes an Brennmaterial, an Arbeitslöhnen und des Ausbringens ist das französische Verfahren in stehenden Röhren. Continuirlicher Betrieb. Methoden.

Fig. 238.

Malbosc[1]) (Fig. 238). *a* 4 Röhren (je 2 neben einander) von 1 M. Höhe, 0.25 M. oberer und 0.2 M. unterer Weite und 0.015 M. Wandstärke, auf einem mit 0.01 M. weitem Ausflussloch für das Beispiel. Malbosc.

1) Karsten's Arch. 1. R 13, 156. Lampadius, Fortschr. 1839, S. 243.

Schwefelantimon versehenen Teller stehend und mit einem seitlichen Ausschnitt am Boden von 0.07 M Breite und 0.12 M. Höhe zum Ausräumen der Rückstände, während des Saigerns mit Thonpfropfen verschlossen, welche durch einen entsprechenden gewölbten Canal im Aussengemäuer eingeschoben werden. *b* auf Wagen transportable gusseiserne Recipienten von 0.3—0.35 M. Höhe, 0.25 M. oberer und 0.15 M. unterer Weite, innen mit Letten ausgeschmiert und äusserlich mit Handhaben versehen. *c* Feuerungen mit 1.35 M. langen und 0.27 M. breiten Rosten, von denen aus die Flamme theils durch 0.08—0.1 M. hohe und breite Züge *d* in 0.48 M. hohe, 0.35 M. breite und 2.70 M. lange, an beiden Seiten mit eisernen Thüren (darin Spähelöcher) verschliessbare Canäle, worin die Recipienten stehen, tritt, theils die Röhren *a* umspielt und durch 3 mit Schiebern versehene Füchse 0.05 M. im Q. in eine 4 M. hohe Esse *e* von 0.27—0.32 M. Länge und Breite gelangt. Seitliche Oeffnungen im Gewölbe, mit Vorsetzern zu schliessen, dienen zum Ausbessern der 4 Röhren *a*.

Arbeitsverfahren: Sorgfältiges Abwärmen des Ofens und Erhitzen desselben während etwa 48 St. bis zur Weissgluth, Besetzen jedes Cylinders alle 3 Stunden mit 222 Kil. auf dem Ofen abgewärmten Erzes in eigrossen Stücken, Aufsetzen des Deckels, Beobachten des in die Recipienten tröpfelnden Schwefelantimons durch die Späheöffnung (bei richtiger Hitze mit bläulicher, bei zu hoher Temperatur mit rother Farbe), Schliessen der Oeffnungen *d*, wenn die Recipienten die gehörige Temperatur haben, mit Lehm, Aufräumen der Tropflöcher mit einer eisernen Stange, Oeffnen, wenn kein Schwefelantimon mehr ausfliesst, der Ausräumöffnungen unten an den Röhren, Ausziehen der Rückstände, Putzen der Röhren von oben, Entfernung der Recipienten, wenn sie bis zu $^2/_3$ (mit etwa 40 Kil.) gefüllt sind, indem während des Auswechselns derselben ein erwärmter eiserner Löffel unter das Tropfloch gehalten wird. Schmelzcampagne 20 Tage. Ausbringen 50 Proc. Schwefelantimon, Verbrauch von 64 Thl. Steinkohle auf 100 Thle. davon bei 1.53 Frs. Kosten für Arbeitslöhne und 1.28 Frs. für Brennmaterial, während diese bei dem S. 410 angegebenen Verfahren resp. 2.21 und 6.34 Frs. betragen.

Theorie.

187. Darstellung von metallischem Antimon direct aus Erzen. Dieses für grössere Productionen geeignete, von geringeren Metallverlusten begleitete Verfahren besteht in einem Zerlegen des Schwefelantimons durch Eisen in Tiegeln (London) oder durch ein reducirend-solvirendes Schmelzen im Schacht- oder Flammofen nach vorherigem Rösten im Flammofen (Bouc und Septèmes in Frankreich); letzteres Verfahren gestattet einen Betrieb ganz im Grossen.

Niederschlagsarbeit.

1. Präcipitirendes Schmelzen in Tiegeln. Bei dem Schmelzen der geschwefelten Erze mit Eisen ist nicht zu vermeiden, dass auch ein Theil des letzteren ins Antimon geht.

Beispiel. London.

Rotherhithe (London). Beschicken schwach rothglühender Graphittiegel mit 20 Kil. Erz in Stücken von halber Eigrösse mit 50—55 Proc. Sb, darauf kommt als Flussmittel dienende Raffinirschlacke, zu oberst 10 Kil. altes Bucheisen, Schmelzen im Windofen während $1^1/_2$—2 St., Ausgiessen des Tiegelinhaltes in eine konische Eisenform, Wiederbesetzen des Tiegels, Abschlagen des Schwefeleisens vom Antimonkönig, Separiren der eisenärmeren von den eisenreicheren Stücken und Raffiniren derselben; 1 Arbeiter schmilzt in 12 St. 500—550 Kil. Erz.

Röstreductionsarbeit.

2. Reducirend-solvirendes Schmelzen in Schacht- und Flammöfen. Für letztere eigenen sich nur reiche, reine Erze, während ärmere Erze in Schachtöfen bei verringerten Hüttenkosten ein besseres Ausbringen geben. In beiden Fällen bedürfen geschwefelte Erze einer vorherigen Röstung im Flammofen.

Röstverhalten des Schwefelantimons.

Schwefelantimon lässt sich bei seiner eigenen Leichtschmelzigkeit, sowie derjenigen der entstehenden Oxysulfurete (Antimonglas) nur mit grosser Vorsicht gut abrösten. Dasselbe entwickelt bei einer angehenden dunkeln Rothgluth schweflige und antimonige Säure (Antimonoxyd), welche letztere theilweise durch

Contactwirkung in Antimonsäure übergeht. Diese verbindet sich mit der antimonigen Säure zu einer nicht flüchtigen Verbindung. Schwefelsaures Antimonoxyd bildet sich nicht.[1])

Beispiel. Südfrankreich.

Bouc und Septèmes (bei Marseille). Schwefelantimon mit Antimonblüthe (60—70 Proc. Sb) aus der Provinz Constantine, sowie mit Rothspiessglanz (45 bis 55 Proc. Sb) aus Corsika und Toskana.

a) Flammofenbetrieb. Rösten im Flammofen (Fig. 239, 240). Eintragen von 250—300 Kil. feingemahlenem und gesiebtem Erz, Schliessen des Ofens, mässiges Feuern, Wenden nach 2 Stunden, stetes Krählen, bis nach 6 Stunden das Dampfen aufhört; Antimonverlust $1^1/_2$—2 Proc. — Schmelzen im Flammofen (Fig. 241, 242). Chargiren von 40—50 Kil. Zuschlägen (Kochsalz, Soda, Glaubersalz, auch Rückstände von der Salpeterraffination statt des ersteren, welches das Gemäuer stark angreift) durch *g*, Einschmelzen innerhalb 1 Stunde, Zusatz von 180 bis

Fig. 239.

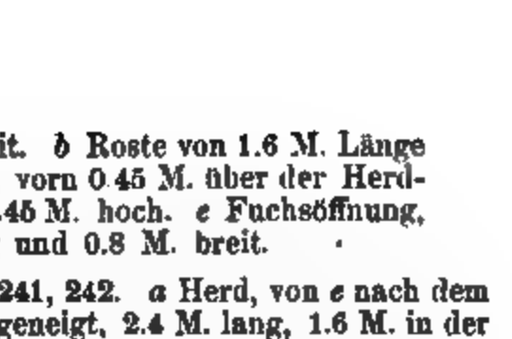


Fig. 240.

a Herd, 2.55 M. lang und mitten 1.4 M. breit. *b* Roste von 1.6 M. Länge und 0.35 M Breite. *c* Gewölbe, hinten 0.5, vorn 0.45 M. über der Herdsohle. *d* Arbeitsöffnung, 0.55 M. breit und 0.45 M. hoch. *e* Fuchsöffnung, 0.2 M. weit. *f* Esse. *g* 2 M. lang und 0.8 M. breit.

Fig. 241.

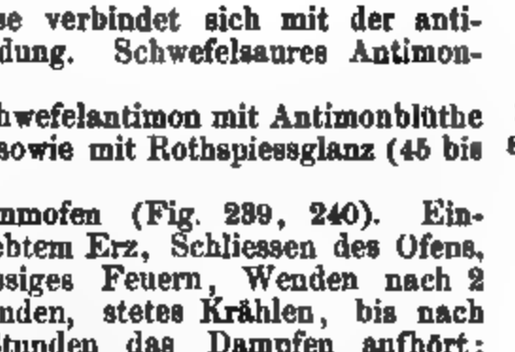


Fig. 242.

Fig. 241, 242. *a* Herd, von *e* nach dem Stich *f* geneigt, 2.4 M. lang, 1.6 M. in der Mitte und 1 M. an der Feuerbrücke breit. *b* Feuerbrücke von 0.2 M. breite, 0.3 M. unter dem Gewölbe *c*, 0.4 M. über dem Rost *d* und 0.6 M. über der Herdsohle. Entfernung der Herdsohle vom Gewölbe 1 M. *g* Chargiröffnung, von 0.4 M. Weite. *h* Fuchs 0.2 M. weit. *i* Stechherd 0.8 M. weit; Schornsteine zweier Oefen mit einem 95—120 M. langen in den Hauptschornstein führenden Condensationscanal in Verbindung.

1) B. u. h. Ztg. 1859, No. 21.

200—250 Kil. rohem und geröstetem Erz, 30—35 Kil. Holzkohlenklein und 100 bis 150 Kil. Schlacken von der vorigen Charge (grossentheils Kochsalz) in der Weise, dass man alle Viertelstunden eine Schaufel voll (etwa 20 Kil.) in den Ofen wirft und fortwährend umrührt; Abziehen des Staubes, Verstärken des Feuers, Abstechen von Metall und Schlacken, Ausheben beider nach dem Erkalten aus dem Stechherde, Entfernung der Schlacken und Zerschlagen des Metalles behuf der Raffination. Ausbringen bei 4—6stündiger Schmelzdauer mit 250—300 Kil. Braun- und Steinkohlen 42—43 Proc. von 50 Proc., also 15 Proc. Verlust, zum Theil im Rauch mit 50 Proc. Sb. Chemische Vorgänge: Reduction des Antimonoxydes und Oxysulfurets durch Kohle und Soda, Verschlackung der Erden durch letztere, Umwandlung der fremden Metalloxyde durch Kochsalz und aus Glaubersalz entstandenes Schwefelnatrium in Chlor- und Schwefelmetalle, welche grösstentheils in die Schlacke gehen.

b) Schachtofenbetrieb. Rösten von 100 Kil. Erzen mit 30—40 Proc. Antimon mit 200 Kil. Kohlen bei 2 Proc. Antimonverlust in Flammöfen mit 4 M. breitem und 4.5 M. langem Herd, an der Feuerbrücke 1 M., am Fuchs 0.4 M. unter dem Gewölbe; Schmelzen von 2000—2500 Kil. Röstgut in 24 St. mit 1000 bis 1250 Kil. Cokes im 3förmigen Spurofen mit verdecktem Auge, 3.3 M. hoch, 0.8—0.9 M. tief und 0.6 M. breit. Ausbringen 92—95 Proc. Metall zur Raffination.

Darstellungsmethoden.

188. Darstellung von metallischem Antimon aus Antimonium crudum. Diese kann geschehen

1. Durch combinirte Oxydations- und Reductionsprocesse, indem man

a) das Schwefelantimon röstet, das Röstgut mit $^1/_{10}$ seines Gewichtes rohem Weinstein oder 1 Thl. Kohle und $^1/_2$ Thl. Potasche in einem Thontiegel etwa 1 St. lang im Windofen oder in einem Flammofen schmilzt und das Metall in eine mit Talg oder Lehmwasser ausgestrichene eiserne Form giesst. Ausbringen 65 Proc.

b) 8 Thle. Schwefelantimon mit 6 Thl. Weinstein und 3 Thl. Salpeter in kleinen Mengen in einen rothglühenden Schmelztiegel einträgt und einige Zeit schmilzt, wobei der Salpeter das Schwefelantimon oxydirt und der Weinstein das oxydirte Antimon reducirt; ein kostspieliges, nur bis 43 Proc. Ausbringen gestattendes Verfahren.

2. Durch Niederschlagsmittel (Eisen, Eisenschwamm[1]), wobei bei gutem Ausbringen immer ein eisenhaltiges Product entsteht, häufiger in Tiegeln, als in Flammöfen (Linz). Durch alkalische Zuschläge werden Doppelsalze von Schwefeleisen und Schwefelalkali erzeugt, welche ein besseres Absetzen des Antimons aus den Schlacken gestatten, als reines Schwefeleisen.

Beispiele. 100 Schwefelantimon, 60 Eisenhammerschlag, 45—50 Soda, 10 Kohlenpulver. Ausbringen 65—70 Proc.; 100 Schwefelantimon, 42 Eisenfeile, 10 wasserfreies Glaubersalz und 2 Kohle, Ausbringen 60—64 Proc. Zu Magurka zweimaliges Schmelzen von 9—10 Kil. Schwefelantimon mit Eisen, Potasche und Pfannenstein in Graphittiegeln.

Zweck. **189. Raffination des unreinen Antimons.** Das nach vorstehenden Methoden erfolgte Metall kann Eisen, Arsen, Blei, Kupfer und Schwefel enthalten und seine Raffination[2]) beruht auf einem Schmelzen mit oxydischen Substanzen (Antimonoxyd, Braunstein, Salpeter, Natron) zur Oxydation der fremden Metalle, mit Schwefelmetallen (Schwefelantimon, Schwefeleisen, Glaubersalz und Kohle) und alkalischen Zuschlägen, wobei die fremden Metalle (Arsen,

1) B. u. h. Ztg. 1861, S. 292. 2) Dingl. 191, 225.

Antimon, Eisen, Kupfer u. s. w.) sich schwefeln und mit gebildeten Schwefelalkalien eine Schwefelsalze enthaltende Schlacke bilden; oder mit Chlorverbindungen (Kochsalz, Rückstände von der Salpeterraffinerie, Chlormagnesium) zur Verflüchtigung oder Verschlackung von Chloriden. Soda wirkt ausser als Flussmittel zerlegend auf Schwefelarsen unter Bildung von Kohlensäure, Schwefelnatrium und arseniger Säure. Schwefeleisen begünstigt die Entfernung des Arsens und Kupfers. Blei lässt sich auf diese Weise nicht, sondern nur auf nassem Wege entfernen. Als Zeichen der Reinheit des Antimons sieht man die Bildung farrnkrautähnlicher Zeichnungen (Antimonstern) auf der Oberfläche desselben an, welche entstehen, wenn das Metall unter Schlacke (Sternschlacke) erstarrt und eine Erschütterung der Form vermieden wird. Eine solche Sternschlacke besteht z. B. auf ungarischen Hütten aus 50 Thl. todtgeröstetem, 30 Thl. rohem Schwefelantimon, 20 Thl. Potasche und 2 Thl. Kohlenpulver. Namentlich verhindert ein Bleigehalt die Entstehung des Sterns und macht das Metall feinkörniger. Das reine Antimon hat eine silberweisse Farbe, starken Glanz, ist sehr grobblättrig und spröde, hat 6.715 spec. Gew., schmilzt bei 425°, kommt in starker Hitze ins Kochen und verflüchtigt sich. An der Luft entwickelt dasselbe bei erhöhter Temperatur weisse Dämpfe von antimoniger Säure.

Beispiele.

London. Rotherhithe. Einschmelzen von 60—70 Thl. Rohantimons in einem rothglühenden Tiegel mit 1—2 Thl. Potasche und 10 Thln. eigener Schlacke, Umrühren, Ausgiessen, wenn die Schlacke glänzend und tief schwarz geworden ist, in Formen; ein Arbeiter raffinirt in 12 St. 750—850 Kil. Metall.

Septèmes. Schmelzen von 22 Kil. Metall mit 6—8 Kil. schwefelsaurem und kohlensaurem Natron nebst Kochsalz und oxydischem Antimonerz in Tiegeln, welche vorgewärmt und zu 20 Stück in einem Flammofen mit tonnenförmigem Herd von 2.1 M. Länge, 1.5 M. Breite mitten, 0.25 M. Breite hinten und 0.3 M. Breite an der Feuerbrücke 6 Stunden in schwacher Rothgluth mit 200—250 Kil. Braun- und Steinkohlen erhitzt werden; Ausgiessen in Formen und Entfernen der Schlacke nach dem Erkalten.

Oberungarn. Oberungarn.[1]) Todtrösten von 100 Kil. Antimonium crudum in einem Muffelofen, Schmelzen von 250 Kil. Röstgut mit 10 Proc. Kohlenklein und 3—6 Proc. Glaubersalz während 20 St. im französischen Antimonschmelzofen (Fig. 238), Abziehen der Schlacke vom Metall, Zusatz von 10—12½ Kil. Sternschlacke, Ausschöpfen des Herdinhaltes, nachdem die Schlacke geschmolzen, in Formen, so dass das Metall etwa 4—5 Mm. hoch mit Schlacke überzogen bleibt, Entfernen der letzteren nach dem Erkalten, wobei sich ein Antimonstern zeigt, wenn die Unreinigkeiten nicht über 4 Proc. betragen, sonst muss der zerschlagene König nochmals mit etwas Schwefelantimon eingeschmolzen, im Fluss erhalten, entschlackt, mit Sternschlacke versetzt und wie vorhin ausgeschöpft werden.

Sonstige Zerlegungsmittel. Sonstige Vorschriften fürs raffinirende Schmelzen: 2 Metall, 1 Antimonoxyd; 4 Metall, 1 Braunstein, 1/10 Potasche; 16 Metall, 1 Schwefelantimon, 2 Soda, bei mehr Eisen resp. 8, 2 und 2 Thle.; bei Abwesenheit von Eisen und Anwesenheit von Arsen 16 Antimon und 1 Schwefeleisen.

Stefanshütte. Fahlerzrohantimon zur Stefanshütte.[2]) Das beim Verschmelzen der durch Amalgamation entsilberten Fahlerzspeise mit Kiesen erfolgte und etwa 85 Proc. Sb, 10.00 Cu, 2.00 S und 1.50 Co und Ni, aber kein As enthaltende Product giebt beim Umschmelzen mit 5—8 Proc. Soda ein fast ganz eisenfreies Metall, unter Anwendung von Sternschlacke selbst mit einem Stern, welches trotz seines Kupfergehaltes zu den meisten Legirungen gebraucht werden kann, wozu Regulus antimonii dient, z. B. zu Britanniametall. Zur Entfernung des Kupfers setzt man beim ersten Schmelzen dem Gemenge von Schwefelantimon, Glauber-

1) B. u. h. Ztg. 1862, S. 403. 2) B. u. h. Ztg. 1866, S. 23, 80, 135; 1868, S. 49.

salz und Kohle so viel Eisenfeile zu, dass wenigstens ein dem Kupfer gleiches Gewicht vorhanden ist und der Schwefelgehalt der Beschickung im Verhältniss zum Kupfer und Eisen steht. Durch Umschmelzen mit Sternschlacke erfolgt noch eine weitere Reinigung. Kobalt und Nickel bleiben im Regulus, schaden aber bis zu 2 Proc. vorhanden der Anwendung desselben nicht.

XII. Wismuth.

Erze.

190. Wismutherze. Zur Wismuthgewinnung[1]) dienen:

1. Gediegen Wismuth, das hauptsächlichste Material, meist eingesprengt auf Kobalt-, Nickel- und Silbererzgängen, namentlich mit Speisskobalt, Kupfernickel und Schwerspath (Erzgebirge, Riechelsdorf, Fahlun, Modum, Peru, Chili, Südaustralien u. s. w.). Wismuthglanz $\ddot{B}i$ oder $Bi_2 S_3$ mit 81.5 Bi, und Wismuthocher $\ddot{B}i$ oder $Bi_2 O_3$ mit 89.6 Bi, nur ganz untergeordnet als Begleiter des metallischen Wismuthes (Erzgebirge, Cornwall, Bolivia[2]) u. s. w.), Kupferwismutherz (Erzgebirge, Wittichen[3]) im Schwarzwald, Annivierstha[4]) im Canton Wallis).

Kunstproducte.

Hüttenproducte, namentlich manches Werkblei[5]), letzte Glätte[6]) vom Abtreiben (S. 224), Testasche[7]) (S. 240), Nickel- und Kobaltspeisen.[8])

Trockne u. nasse Processe.

191. Wismuthgewinnungsmethoden. Während sich früher die Wismuthgewinnung nur auf ein Aussaigern des schon bei 264° C. schmelzenden Gediegenen Wismuths von seinen strengflüssigen Begleitern beschränkte, so hat man neuerdings bei den gestiegenen Wismuthpreisen[9]) (von 1852—1862 von 1 Thlr. 20 Sgr. bis 18 Thlr. pro Kil., jetzt etwa 9—10 Thlr. wegen verminderter Anwendung des Subnitrates) auch andere natürliche (arme und schwefelhaltige Erze) und künstliche wismuthhaltige Substanzen (Glätte, Testasche, Werkblei) auf trockenem Wege (durch Schmelzprocesse) und nassem Wege zugutegemacht. Das auf trockenem Wege erfolgende Product bedarf meist noch einer Raffination. Je geringer sein Bleigehalt, desto grossblättriger und röther ist das Product.

Saigermethoden.

192. Saigerprocesse. Dieselben sind billiger als Schmelzungen in Gefässöfen, geben aber ein minderes Ausbringen. Das unvollkommene Saigern in offenen Haufen auf entzündetem Brennmaterial, sowie auf überwölbten und an der Hinterseite mit einer Feuerung versehenen Herden ist der Arbeit in Röhrenöfen (Fig. 243) gewichen.

---

1) Citate: Kerl, Repertor. d. techn. Literatur 1873, Bd. 2. 2) B. u. h. Ztg. 1867, S. 336. 3) v. Leonhardt's Jahrb. f. Mineralogie u. s. w. 1868. Pogg. Ann. 1868. 4) B. u. h. Ztg. 1868, S. 246, 269. 5) Dingl. 153, 423. B. u. h. Ztg. 1871, S. 143. 6) B. u. h. Ztg. 1854. S. 112; 1859, S. 67, 287, 420. 7) Kerl, Met. 1, 779. 8) Kerl, Met. 1, 760. 9) Polyt. Centr. 1873, S. 207.

a Schüröffnung. *b* Rost. *r* gusseiserne Saigerröhren von ovalem Querschnitt, die 5 Stck. der oberen Reihe 0.21 M. hoch und 0.16 M. weit, der unteren 0.31 M. hoch und 0 21 M. weit bei 1.26 M. Länge, am tiefsten Puncte bis auf eine kleine Oeffnung zum Ablaufen des Wismuthes geschlossen, welches, in zwei nach der Mitte des Ofens zu geneigte Rinnen *l* fliessend, in einen um seine Axe drehbaren und von unten geheizten Kessel *k* gelangt. *e* Schienenbahn zum Zuführen eines Wagengestelles mit eisernen Pfännchen unter die Schnauze des Kessels. *o* mit Blech zu schliessende Ein- und Austrageöffnung. *n* Kasten zur Aufnahme der Rückstände, am Boden durchlöchert, in dem mit Wasser gefüllten Gefässe *m* stehend und mittelst eines Schwengels zu heben, wobei das Wasser durch die Löcher abfliesst. Saigeröfen.

Fig. 243.

Zur Ersparung von Brennmaterial ist von Plattner ein Röhrenofen (Fig. 244, 245) construirt, den man auch mit Gasfeuerung versehen hat.

Fig. 244.

Fig. 245.

a gusseiserne Röhren mit Arbeitsöffnung bei *c*. *b* eiserne Schale. *g* Rost, von welchem die Feuergase durch 5 mit Schiebern *f* versehene Füchse *e* einer gemeinschaftlichen Esse *D* zuziehen. *e* Sammelraum für Asche.

Den Uebelstand, dass die Rückstände beim Ausräumen auf unbequemere Weise ansteigend ausgezogen werden müssen, hat Günther[1]) in seiner Ofenconstruction (Fig. 246) vermieden.

Fig. 246.

A Aschenfall. *B* Rost (die punctirten Linien beziehen sich auf Holzfeuerung). *C* Ofenraum. *D* Esse. *K* Essenklappe. *g* horizontaler Rost aus 7 Traillen bestehend, in der mit Eisenbändern *m* umgebenen Saigerröhre, welche in der Nische *H* am oberen Ende *g''* nach weggenommenem Deckel *n n* beladen wird, während das ausgesaigerte Wismuth zwischen den Traillen hindurch durch die Oeffnung *f* in eiserne Barrenformen *l* gelangt. Ausräumen der Rückstände über den Rost *g* hinweg am unteren Ende der Röhre, nachdem der dasselbe schliessende Deckel an dem Charnier *q* in der Nische *e* aufgeklappt worden.

Beispiele. Schneeberg.

Schneeberg[2]) Saigern einer Charge von 10—14 Kil. wismuthhaltigem Nickel- und Kobalterz mit 12 Proc. Wismuth pro Röhre (Fig. 243) in 15—20 Min. bei einem Verbrauche von 16.7 Cbm. Scheitholz in 24 St., Verschmelzen der noch $^1/_3$ des Wismuths enthaltenden Rückstände auf wismuthhaltige Speise, aus welcher sich auf Herden (S. 416) noch Wismuth absaigern lässt.

Modificationen.

193. Schmelzprocesse. Dieselben sind abweichend, je nachdem man Erze oder wismuthhaltiges Werkblei verarbeitet.

Erzschmelzen.

1. Erzschmelzen. Dasselbe geschieht seltener in Flammöfen, als in Tiegeln im rohen oder gerösteten Zustande, wobei man durch geeignete Zuschläge auf die Verschlackung erdiger Bestandtheile (durch Soda, Feldspath, Kalk, Quarz) und die Zerlegung vorhandenen Schwefelwismuthes (Eisen) und Bindung des Arsens (Eisen) hinarbeitet.

Gusseisen erhöht im Vergleich zu Schmiedeeisen wegen seiner leichteren Schmelzbarkeit den Verbrauch davon und giebt eine eisenreichere, aber an Kobalt und Nickel ärmere Speise

1) B. u. h. Ztg. 1869, S. 118. 2) Kerl, Met. 2, 825.

Das Schmelzen in Schachtöfen[1]) hat sich nicht bewährt, indem das Wismuth sich grossentheils verschlackt, die Ofenwände glasirt und stark angreift, wegen seiner Dünnflüssigkeit leichter als Blei ins Ofengemäuer eindringt und sich im Stein nur wenig ansammelt.

a) Tiegelschmelzen. Dasselbe hat sich, obgleich theurer, bei hohen Wismuthpreisen noch für Erze mit 2 Proc. Wismuth anwenden lassen. Tiegelschmelzen.

Joachimsthal.[2]) Verschmelzen statt früher roher Erze solche mit 3 bis 25 Bi, $^1/_2$—7 Pb, $^1/_2$—$2^1/_2$ Co, $^3/_4$—5 Ni nebst Ur, As, Fe, Ag, S und Erden, nachdem sie in Posten von 100—250 Kil. 4—6 St. in einem Flammofen geröstet worden, mit Soda, Eisendrehspänen, Schmiedeeisen und nöthigenfalls Quarz in 700 Märker Graphittiegeln im Windofen, Abschöpfen der Schlacke, Nachtragen neuer Beschickung, Entleeren des Tiegelinhaltes in konische Eingüsse, Abschlagen des Wismuthkönigs von der entstandenen Speise, Absaigern der ersterem anhaftenden Speise, Abtreiben des Bleiwismuthes. Beispiele. Joachimsthal.

Sachsen. Verschmelzen der Schneeberger Wismutherze mit Soda in Häfen eines Glasofens, Abstechen des Flüssigen in einen eisernen 0.63 M. weiten Kessel, in welchem Schlacke und Speise früher erstarren als Wismuth, welches dann unter denselben weg abgestochen wird. Wismuthhaltige Kobalt- und Nickelerze werden auf Smalte verschmolzen, wobei sich wismuthhaltige Speise absetzt. Sachsen.

b) Flammofenschmelzen. Mit geringerem Brennstoffaufwand, aber grösseren Verlusten verbunden, als das Tiegelschmelzen. Flammofenschmelzen.

Bolivia. Schmelzen von Antimon, Kupfer und Quarz enthaltendem Schwefelwismuth auf Stein, aus welchem mittelst Eisens nur das Wismuth abgeschieden wird. Beispiel. Bolivia.

2. Abtreiben u. s. w. von wismuthhaltigem Werkblei. Patera[3]) hat auf die minder leichte Oxydirbarkeit des Wismuths eine Trennung desselben vom Blei durch Abtreiben basirt. Ersteres ist dabei nicht flüchtiger, als letzteres, oxydirt sich aber weit langsamer und es bedarf beim Abtreiben keiner so hohen Temperatur, als bei Blei allein. Werkbleiabtreiben.

Joachimsthal. Abtreiben von 200—250 Kil. Bleiwismuth, wobei erfolgt: anfangs grüne Glätte (zur Bleiarbeit), dann wismuthhaltige braune Glätte, zuletzt schwarze Wismuthglätte, welcher Punkt sich durch Probenehmen vom rückständigen Wismuth und analytische Untersuchung[4]) der Probe auf Blei erkennen lässt; Abstechen des Wismuthes, wenn sich die genommene Probe grossblättrig und bleifrei zeigt, in einen mit Kalk ausgestrichenen eisernen Stechherd, Zerschroten und Absaigern des Königs; Verschmelzen von 60 Kil. brauner Glätte mit 40 Kil. Herd, 15 Kil. Soda, 25 Kil. Quarz, 7.5 Kil. Flussspath und 10 Kil. Eisendrehspänen in Tiegeln auf wismuthhaltiges Blei zum Abtreiben, sowie der bleifreien schwarzen Wismuthglätte mit 10 Proc. Quarz, 5 Proc. Kalk und 10 Proc. Eisendrehspänen unter einer Kochsalzdecke. Beispiel. Joachimsthal.

194. Nasse Processe. Denselben werden unterworfen: Rohmaterial.

1. Wismuthhaltige Testasche oder Raffinirherd (S. 240), eine von den oxydirten, im Blicksilber enthaltenen fremden Metallen durchdrungene Herdmasse (thoniger Kalk). Damit möglichst wenig Wismuthverlust entsteht, lässt man das Silber beim Treiben nicht überblicken, sondern unterbricht den Process bei 88—90 Proc. Silbergehalt der Legirung. Es erfolgt alsdann beim Raffiniren des Silbers eine wismuthreiche Herdmasse.

---

1) Muspratt-Kerl's techn. Chem. 2. Aufl. 5, 1237. B. u. h. Ztg. 1869, S. 361. 2) Oest. Ztschr. 1862, S 257; 1867, No. 33. 3) Dingl. 153, 423. Oest. Ztschr. 1862, S. 257. 4) B. u. h. Ztg. 1867, S. 63. Muspratt-Kerl's techn. Chem. 2. Aufl. 5, 1231.

Beispiel. Freiberg.

Freiberg.[1]) Digeriren von 50 Kil. feingemahlener Testasche mit 7—18 Proc. Bi (Producte unter 4 Proc. Wismuthgehalt sind nicht mehr mit Vortheil zu verarbeiten) in Steinzeugtöpfen von 0.9 M. Durchmesser und 0.78 M. Höhe mit 65 bis 70 Kil. concentrirter Salzsäure, welche mit 10 Kil. Wasser verdünnt worden, und Umrühren, wobei sich neben Wismuthoxyd eine geringe Menge Blei löst, während Chlorblei nebst Silber im demnächst noch mit salzsäurehaltigem Wasser auszuwaschenden Rückstand bleibt; Füllen des Lösegefässes bis zum Rande mit Wasser, bis sich eben basisches Wismuthsalz ausscheiden will, Klärenlassen, Abziehen der klaren Lauge mittelst Bleihebers in grosse hölzerne Gefässe, Verdünnen mit der 5fachen Menge Wassers, welches basisches Chlorwismuth niederschlägt; Absetzenlassen, Abziehen der geklärten Flüssigkeit und Filtriren durch ein Quarzfilter, Zersetzung des Filtrates zur Abscheidung von Blei und Wismuth durch Kalk; wiederholtes Auflösen des Chlorwismuths in Salzsäure und Fällen durch Wasser, um vorhandenes Blei bis auf 2 Proc. wegzuschaffen, Filtriren in Bütten mit Leinwandfilter, Auswaschen, Trocknen in Oefen und Schmelzen des Chlorwismuthes mit 50 Proc. Soda, 7 Proc. Kohle und Glas oder mit 80 Proc. Aetzkalk und 7 Proc. Kohlenstaub in eisernen Tiegeln, Raffiniren des Königs durch Umschmelzen. Jährliche Production 2500 Kil.

Hunt's Verfahren.

2. Wismuthhaltige Erze.[2]) Auflösen roher oder besser gerösteter Erze in Salpetersäure, Zusatz von etwas Chlornatrium, Abstumpfen der freien Säure durch Kalk, Fällen von Chlorwismuth durch Wasser, Kochen desselben bei einem Gehalt an schwefelsaurem Bleioxyd mit Sodalösung, Auswaschen, Lösen der Carbonate in Salpetersäure und Fällen mit Wasser. — Wismuthgewinnung aus sächsischen Zinnerzen (S. 390) mittelst Salzsäure u. s. w. (S. 420).

de Luynes' Verfahren.

3. Legirungen von Zinn, Blei und Wismuth.[3]) Wiederholtes Behandeln der granulirten Legirung mit dem doppelten Gewichte Salzsäure bei nicht über 90°C., um den grössten Theil des Zinnes auszuziehen, Auflösen des Rückstandes in Königswasser, Eindampfen der Lösung, Eingiessen derselben ins Wasser zur Fällung von basischem Chlorwismuth, während Chlorzinn und Chlorblei in Lösung bleiben, Schmelzen des Wismuthsalzes mit 40 Proc. Kreide und 7 Proc. Kohlenpulver oder Auflösen desselben in so viel Salzsäure, dass etwas davon zurückbleibt, Fällen des Wismuths aus der Lösung durch Zink, Auspressen, Trocknen und Schmelzen des Wismuthes. — Oder Behandeln der Legirung mit Salpetersäure, Abfiltriren und Reduciren der Zinnsäure, Fällen des Wismuths aus der Lösung durch Bleiblech und des in Lösung gegangenen Bleies durch kohlensaures Natron.

Reinigungsmethoden.

195. Raffination des Wismuthes. Das auf trocknem Wege dargestellte Wismuth hält zuweilen Pb, Cu, Ni, Fe, As, Zn und S. (Peruanisches Wismuth enthielt z. B. 93.4 Bi, 4.6 Sb mit etwas Sn, 2.0 Cu mit etwas Fe, sächsisches enthält Arsen und Schwefel). Die Reinigung desselben kann geschehen durch Absaigern bei niedriger Temperatur und Ausgiessen eben vor dem Erstarren in eiserne Formen, wobei sich Schwefelwismuth oberflächlich abscheidet; durch Umschmelzen mit $^1/_4$ des Gewichtes Kalisalpeter und Kochsalz, wobei namentlich Blei und Arsen, weniger Kupfer sich entfernen lassen; Schmelzen mit kohlensaurem Natron und Schwefel oder mit $^1/_{16}$ Kalisalpeter und $^1/_{16}$ Boraxglas: Schmelzen mit dem $2^1/_2$—3fachen Wismuthoxyd vom Antimon zur

1) B. u. h. Ztg. 1865, S. 436; 1871, S. 246. Oest. Ztschr. 1869, No. 45. 2) Engin. and Min. Journ. New-York, 1872, Vol. 14, p. 56. 3) Dingl. 167, 289.

Entfernung des letzteren; Entfernung von Arsen durch Schmelzen unter einer Boraxdecke und Eintauchen von dünnen Streifen von Eisenblech, wobei sich oberflächlich Arseneisen ausscheidet; Trennung vom Schwefel durch Schmelzen mit Schmiedeeisen und Kohle; Abscheidung von Kupfer durch Einschmelzen bei niedriger Temperatur, Aufstreuen von $^1/_{16}$ Rhodankalium (durch Vermengen von 8 Thln. Cyankalium und 3 Thln. Schwefelblumen dargestellt), Umrühren mit einem Thonstab nach Eintritt von ruhigem Fluss und Abgiessen des noch flüssigen Metalls vom darauf erstarrten Schwefelkupfer. — Eine vollständige Reinigung gelingt nur auf nassem Wege: Auflösen in Salpetersäure, Fällen von basischem Nitrat mit der 14fachen Menge Wasser, Kochen des Salzes mit verdünnter Natronlauge, Auswaschen, Auflösen in Salpetersäure, abermaliges Fällen und Reduction des Niederschlages.

Eigenschaften des W.

Reines Wismuth ist auf dem Bruche blättrig, glänzend und röthlichweiss; arsenhaltiges zeigt grosse Blätter von weisserer Farbe; Antimon erzeugt einen matten Bruch mit sehr kleinen Krystallflächen; Blei verhindert das Erstarren des Wismuths mit grossen Krystallflächen nicht, aber die Flächen sind mit schönen Krystallen bedeckt[1]); das Metall schmilzt bei 264°C., läuft im reinen Zustande oberflächlich gelb an und verdampft, ohne flüchtiger als Blei zu sein, bei höherer Temperatur. Spec. Gew. 9.79, des käuflichen Metalles 9.783—9.833. Obererzgebirgisches Wismuth erfolgt in Schüsseln, Freiberger in Ziegelform. In England aus chilenischen und peruanischen Erzen erzeugtes Metall ist minder rein, als sächsisches.

XIII. Nickel.

Erze.

196. Nickelerze. Zur Nickelgewinnung[2]) dienen: Kupfernickel (Rothnickelkies) Ni_2As oder NiAs mit 43.5 Ni; eine geringe Menge Ni gewöhnlich durch Co und Fe, sowie As theilweise durch Sb (bis 28 Proc.) und S vertreten.

Mit Kobalterzen meist auf Gängen im Granit und krystallinischen Schiefergebirge, auch im Kupferschiefergebirge (Riechelsdorf, Mansfeld, Thüringen, Erzgebirge, Andreasberg, Wittichen, Schladming u. s. w.).

Weissnickelkies (Chloantit) NiAs oder $NiAs_2$ mit 27,8 Ni, meist gemeinschaftlich mit Kupfernickel.

Untergeordnet vorkommende Mineralien sind: Nickelkies (Millerit, Haarkies) NiS mit 64,8 Ni; Nickelarsenkies (Nickelglanz) $\ddot{N}i$ + NiAs oder NiS_2 + $NiAs_2$ mit 26.1—38.4 Ni; Nickelantimonkies (Antimonnickelglanz) $\ddot{N}i$ + NiSb oder NiS_2 + $NiSb_2$ mit 27.6 Ni; Antimonnickel Ni_2Sb oder NiSb

---

1) Dingl. 204, 368. 2) Citate: Kerl, Repertor. d. techn. Literatur 2, 131. Erze: Chevallier, expos. univers. de 1867 à Paris, p. 129.

mit 31.4 Ni; Nickelocher (Nickelblüthe) 3 Ni Äs + 8 Ḣ oder $Ni_3 As_2 O_8 + 8 H_2O$ mit 29.5 Ni; Rewdanskit, 3 RO, 2 SiO_2 + 2 HO, mit 48.3 Proc. NiO, welches durch Eisenoxydul und Magnesia vertreten ist.

Nickelhaltige Schwefelkiese[1]) (Dillenburg, St. Blasien) und Magnetkiese (St. Blasien, Klefva in Schweden, Ringerije, Kragerö, Moss und Snarum in Norwegen[2]), Varallo in Piemont), sowie nickelhaltige Bleierze (Pennsylvanien[3]) liefern nicht unbeträchtliche Nickelmengen.

Kunstproducte. Nickelhaltige Hüttenproducte in Gestalt von Speisen der Blei-[4]), Kupfer- und Kobaltwerke; nickelhaltiges Schwarz- und Gaarkupfer (S. 150) und nickelhaltige Gaar- und Verblasenschlacken (S. 153, 158), Eisensauen u. s. w.

Umfang. **197. Nickelgewinnungsmethoden.** Dieselben beschränken sich auf Hüttenwerken meist nur auf eine Concentration des Nickelgehaltes von Erzen und Hüttenproducten in nickelreichen Speisen oder Lechen, seltener in Schwarzkupfer oder Eisensauen, während dann in chemischen Fabriken aus diesen Producten metallisches Nickel oder Nickellegirungen dargestellt werden, was aus Lechen leichter als aus Speisen geschehen kann.

Production. Jährliche Nickelproduction etwa 492500 Kil. im Werthe von 3.4 Mill. Frcs. und zwar Deutschland 325000, Oesterreich 90000, Belgien 45000 und Frankreich 32500 Kil.

Speisebildung. **198. Darstellung von Nickelspeisen.** Dieselben entstehen entweder als Zwischenproducte beim Verschmelzen arsen- und nickelhaltiger Erze — z. B. Bleispeisen $(Fe, Ni, Co)_4 As$ oder $(Fe, Ni, Co)_2 As$ mit beigemengten Schwefelungen von Cu, Fe, Pb, Ag, Zn, Sb, Kupferspeisen mit oft bedeutendem Antimongehalt, Kobaltspeisen von Blaufarbenwerken, meist $(Ni, Co)_3 As$ oder $(Ni, Co)_3 As_2$ seltener $(Ni, Co)_4 As$ oder $(Ni, Co)_2 As$ mit eingemengtem Wismuth und bisweilen $Fe_n As$, Ag S oder $Cu_2 S$ —, oder beim Verschmelzen eigentlicher Nickelerze, gewöhnlich $R_4 As$ oder $R_2 As$, seltener $R_3 As$ oder $R_3 As_2$, worin R = Ni, Co, Fe, mit zuweilen wenig geschwefeltem Cu, Fe, Pb und Sb. Seltener verschmilzt man arsenfreie nickelhaltige Erze und Producte mit arsenhaltigen Zuschlägen (Arsenkies), meist nur, wenn es sich um eine Trennung des Kupfers von Nickel handelt. Zur Anreicherung ihres Nickel- und Kobaltgehaltes unterwirft man die Speisen häufig noch einer Concentration.

Arsenhaltige Nickelerze. 1) Verarbeitung arsenhaltiger Nickelerze. Je nachdem dieselben Schwefelmetalle (auch wohl einen Ueberschuss von Arsen) enthalten oder nicht, werden sie im gerösteten oder rohen Zustande verschmolzen.

Ein Schwefelgehalt trägt zur Verflüchtigung von Arsen bei und führt mehr Kobalt als Nickel in den neben Speise entstehenden Stein. Bei einem Kupfergehalt der Erze kann durch Zuschlag schwefelhaltiger Substanzen absicht-

---

1) Auffindung von Nickel und Kobalt in Erzen B. u. h. Ztg. 1868, S. 339. Unterscheidung von Nickel-, Kobalt- und Chromverbindungen B. u. h. Ztg. 1869, S. 28, 340. 2) Preuss. Ztschr. 14, 101. B. u. h. Ztg. 1871, S. 114. 3) B. u. h. Ztg. 1872, S. 356. 4) Pribramer Producte in B. u. h. Ztg. 1864, S. 315; 1867, S. 419; 1868, S. 123.

lich auf die Bildung von Stein hingewirkt werden, in welchem sich dann das Kupfer, weniger Nickel und Kobalt ansammeln. Schwerspath eignet sich als schwefelhaltiger Zuschlag besser als Schwefelkies, weil derselbe eine leichtflüssige Schlacke giebt und kein Eisen in die Speise führt.

Theorie.

a) Rohe Erze erfordern beim Umschmelzen nur auf die Verschlackung der beigemengten Erden wirkende Zuschläge. Das Nickel wird vor Verschlackung geschützt, so lange hinreichend Arsen vorhanden ist, um eine Viertelarsen-Verbindung zu bilden. Gute, reiche Speise ist feinkörnig; ein grösserer Eisengehalt macht dieselbe grobkörnig und flammig.

Beispiele. Mansfeld.

Sangerhausen (Mansfeld).[1]) Verschmelzen schwerspäthigen Kupfernickels mit 1 Proc. Flussspath, 2 Proc. Thon und 4 Proc. Quarzsand nebst Schlacke von der vorigen Arbeit in einem 1.9 M. bohen und 0.32 M. weiten Sumpfofen auf 45 Proc. verkäufliche Speise mit bis 40 Proc. Ni, wobei auf 100 Kil. Erz etwa 4.4 Hectolit. Kohle gehen. Bei zu bedeutendem Flussspathzuschlag wird die Speise eisenreicher.

Theorie.

b) Geröstete Erze. Die gerösteten Erze bestehen im Wesentlichen aus Oxyden (Eisen-, Nickel-, Kobaltoxyd), arsensauren Salzen, unzersetzten Arsenmetallen und erdigen Beimengungen. Werden dieselben bei passender nicht zu hoher Temperatur, in welcher sich Nickel-, nicht aber Eisenoxyd u. s. w. reducirt, im Schachtofen mit Solvirungsmitteln (Quarz, Thon u. s. w.) verschmolzen, so reducirt sich oxydirtes Nickel zu Metall, welches mit unzersetzten und aus arsensauren Salzen reducirten Arsenmetallen sich zu einer Speise vereinigt, während das Eisenoxyd in Oxydul übergeht und sich als solches verschlackt.

Man arbeitet am besten auf die Entstehung einer etwas basischen, nicht unter 30—35 Proc. Eisenoxydul enthaltenden Singulosilicatschlacke hin. Da man die Temperatur im Grossen nicht genau in der Gewalt hat, so verschlackt sich, namentlich bei sauren Schlacken, etwas Nickel, jedoch weniger, als gleichzeitig anwesendes Kobaltoxyd. Auch reducirt sich Eisen und geht in die Speise. Ein Kupferhalt würde in die Speise treten, wenn man nicht schwefelhaltige Zuschläge giebt und neben Speise auf Stein arbeitet, in welchem mehr Kobalt, als Nickel sich ansammelt.

Beispiele. Ungarn.

Ungarn.[2]) Verschmelzen gerösteter Dobschauer Erze (roh mit 5 Proc. Co und Ni) mit Abzugsschlacke von der Speiseconcentration und Lechen derselben Arbeit in Schachtöfen (in England mit Kreide und Flussspath in Flammöfen) auf Rohspeise mit 7.8 Co und 13.8 Ni, Stein mit 2.2 Co, 1.0 Ni und 3.5 Cu und Schlacke mit 0.38 Co und 0.06 Ni bei einem Durchsetzquantum von täglich 10000 Kil.

Salzburg.

Salzburg.[3]) Schmelzen von Leoganger Erzen mit starken Quarzzuschlägen in einem 1.3 M. hohen, 0.78 M. weiten und eben so tiefen Krummofen auf Rohspeise.

Sachsen.

Sachsen. Rösten Schneeberger wismuthfreier Kobalt- und Nickelerze in einem Flammofen, in welchem die Feuergase erst über, dann unter dem Herde durchgehen in Kammern zur Auffangung von arseniger Säure, Schmelzen des Röstgutes im Flammofen mit Kalk auf Speise und der dabei erfolgenden Schlacke im Schachtofen.

Zweck.

c) Speiseconcentration. Diese hauptsächlich die Entfernung des Arsen- und Eisengehaltes bezweckende Operation kann geschehen:

Röstreduction.

α) durch Röstreductionsschmelzen, mehrmaliges Rösten der Rohspeise und Verschmelzen mit kieseligen Substanzen (Quarz,

---

1) B. u. h. Ztg. 1864, S. 59. 2) Oest. Ztschr. 1865, No. 46. B. u. h. Ztg. 1864, S. 58; 1867, S. 46; 1868, S. 359. 3) B. u. h. Ztg. 1867, S. 57.

Rohschlacke) im Schachtofen, wobei sich aber neben Eisen viel Kobalt verschlackt (alte Salzburger Methode).

Verblasen.

β) Durch Verblasen im Spleissofen (Ungarn) oder kleinen Gaarherd (Salzburg), indem man die Speise auf einem Herd von Quarz (kleiner Gaarherd) oder aus Thon- und Talkschiefer bei schwachem Windstrom rasch einschmilzt, wobei sich neben wenig Nickel und mehr Kobalt viel arsensaures Eisenoxyd (wie bei der Plattner'schen Nickelprobe) verschlackt, die Schlacke wiederholt abzieht und nach jedem Abzuge, wenn man einige Zeit geblasen hat, Sand oder arme quarzige Erze aufstreut, bis sich die Speise vor dem Löthrohr eisenfrei zeigt. Die erfolgenden Schlacken werden beim Rohschmelzen zugesetzt.

Beispiele. Ungarn.

Ungarn. Verblasen der Rohspeise (S. 423) auf raffinirte Speise mit 24 bis 30 Proc. Ni und Co bei Abzügen mit 6.24 Ni und 3.48 Co.

Salzburg.

Salzburg. Verblasen der Speise im kleinen Gaarherd bei Quarzzusatz, indem man zwischen Kohlen schnell einschmilzt, bis zur Entstehung einer Schlackenschicht Wind zuleitet, die Kohle abzieht, die Schlacke durch aufgeleiteten Wind kühlt, dieselbe abzieht, Quarzsand aufs Bad wirft, von Neuem bläst und sofort, bis die Speise vor dem Löthrohr eisenfrei geworden ist.

Oker.

Unterharz.[2]) Verblasen von Bleispeise mit 1.6 Proc. und 0.7 Proc. Ni im Treibofen.

Oxydirend. Schmelzen.

γ) Durch oxydirendes Schmelzen im Flammofen. Durch geeignete Zuschläge, Quarz oder gleichzeitig Schwerspath, lässt sich das Eisen sehr vollständig entfernen, indem durch Einwirkung von Arseneisen auf Schwerspath arsensaures Eisenoxydul und Schwefelbarium entstehen und sowohl Eisen als Baryt von der Kieselsäure aufgenommen werden. Bei einem Kupfergehalt der Speise trägt Schwerspath zur Abscheidung desselben in einem Stein bei (Freiberg). Das Kobalt steht hinsichtlich seiner Verschlackbarkeit zwischen Eisen und Nickel und wird fast eben so viel von ersterem mit fortgenommen, als von letzterem zurückgehalten. So lange die eisenreiche Schlacke nicht blau gefärbt ist, hat sich kein Nickel verschlackt. Zuweilen setzt man nach Abscheidung des Eisens den Oxydationsprocess mit Quarz noch weiter fort, um Kobaltfritte zu erhalten, aus welcher dann auf nassem Wege das Kobalt zu gewinnen ist. Es muss alsdann die Speise vorher geröstet sein (Schneeberger Erze).

Beispiele. Sachsen.

Sachsen. Rösten Schneeberger Erzrohspeise (S. 423), Verschlacken des Eisens durch Quarzzuschläge im Flammofen, dann unter Zurücklassung von Nickelspeise des Kobalts und Verarbeitung der Kobaltfritte auf nassem Wege auf Kobaltpräparate (Kobaltoxyd, phosphorsaures und arsenigsaures Kobaltoxydul). — Freiberg. Raffiniren der entsilberten Bleispeise (S. 215) in einem kleinen Flammofen mit 50—60 Proc. Schwerspath und 20—25 Proc. Quarz, wobei Kupferstein und fast eisenfreie Speise mit circa 40—44 Proc. Ni und Co und 8—10 Proc. Cu erfolgt. Neuerdings hat man die Concentration der Speise mit ihrer Entsilberung verbunden, indem man dieselbe erst mit Quarz und Schwerspath raffinirt, nach dem Schlackenabziehen die $1^1/_2$fache Menge Blei einträgt, bei steter Feuerung durchrührt und absticht, wobei Werkblei, Kupferstein und Speise mit 0.01—0.02 Proc. Ag erfolgen.

Schmelzen mit Salpet.

δ) Durch Schmelzen mit Salpeter und Soda. Nach Wagner[3]) wird hierbei Eisen nahezu vollständig und Arsen nur dann völlig entfernt, wenn kein Kupfer vorhanden, welches aus dem

1) B. u. h. Ztg. 1870, S. 134. 2) Kerl, Rammelsberger Hüttenpr. 1861, S. 53. 3) B. u. h. Ztg. 1870, S. 134.

schmelzenden Arseniat Arsen auszufällen scheint. Es empfiehlt sich in solchem Falle, das solvirende Gemisch durch Zuschläge (kohlensauren Kalk oder Baryt) strengflüssiger zu machen.

Eine gepochte Nickelspeise (a) gab beim Schmelzen mit 5 Proc. Natronsalpeter und 10 Proc. Soda ein Product (b) von folgender Zusammensetzung:

	a.	b.
Nickel	48.20	90.67
Kupfer	1.93	4.05
Kobalt	1.63	0.30
Arsen	42.08	0.62
Wismuth	2.44	—
Eisen	0.65	—
Schwefel	3.07	–
Verlust u. s. w. . . .	—	0.36

2. Arsenfreie Erze und Producte (Schlacken). Zur Abscheidung eines Kupfergehaltes von Nickel und Kobalt verschmilzt man nach Freiberger Methode[1]) das rohe oder geröstete Material mit Arsenkies und Schwefelkies oder besser Schwerspath, wobei ersterer Kobalt und Nickel in eine Speise, letzterer Kupfer in einen Stein überführt, ohne dass jedoch die Trennung eine scharfe ist. Es müssen deshalb beide Producte wiederholt mit obigen Zuschlägen behandelt werden.

Beispiele. Oberharz.

Oberharz.[2]) Verschmelzen von 100 Kil. Kupferverblasenschlacken (S. 168) mit 2—28 Proc. Nickeloxydul mit 21.54 Kil. Arsenkies, 32.22 Kil. Schwefelkies, 51.59 Kil. Krätzkupfersteinschlacken und 71.12 Kil. Bleisteinschlacken in einem 2.7 M. hohen Sumpfofen auf 7.61 Kil. Werkblei, 24.48 Kil. Rohspeise mit 27 Proc. Ni und 20 Proc. Cu und 51.51 Kil. Kupferstein mit 6 Proc. Ni und 37 Proc. Cu mit 0.02 Cbm. Holzkohlen und 55.03 Kil. Cokes; Durchstechen der 3mal gerösteten Speise mit 5 Proc. Arsenkies, 12½ Proc. Schwerspath, 50 Proc. Bleisteinschlacke, 50 Proc. Krätzkupfersteinschlacke und 22 Proc. unreiner Schlacke auf 3 Proc. Werkblei, 57 Proc. raffinirte Speise mit 35 Proc. Ni und 17 Proc. Cu und 40 Proc. Kupferstein mit 4.5 Proc. Ni und 37 Proc. Cu bei einem Verbrauch von 0.01 Cbm. Kohlen und 38 Kil. Cokes pro 100 Kil. Schlacke.

Dillenburg.

Dillenburg. Früheres Verschmelzen gerösteter nickelhaltiger Schwefelkiese mit 4—5 Proc. Ni mit Quarz, Eisenfrischschlacken, Kalkspath und Kalkstein auf Rohstein, Concentriren desselben im Schachtofen, Verblasen des Concentrationssteines mit 28 Proc. Ni und 29 Proc. Cu in einem Gaarherd unter Zusatz von Sand, Potasche und Soda, Abziehen der Schlacke und Abstechen des Products in einen mit Fliegenstein und Kohlenklein versehenen Herd, wobei sich Nickelspeise mit 40 Proc. Ni und 19 Proc. Cu und Kupferstein bilden, welchem durch Arsen noch Nickel entzogen wird.

Steinbildung.

199. Darstellung von Nickelstein. Derselbe wird aus geschwefelten Erzen (nickelhaltigen Schwefel- und Magnetkiesen) dadurch erzeugt, dass man dieselben nach vorheriger Röstung in Haufen (Klefva),Stadeln oder Schachtöfen (Dillenburg) mit kieseligen Zuschlägen einem reducirend-solvirenden Schmelzen in Schachtöfen[3]), als Tiegel-, Sumpf- oder Brillenöfen zugemacht, unterwirft, wobei sich zu Oxydul reducirtes Eisenoxyd verschlackt und unzersetztes, sowie aus Eisensulfat reducirtes Schwefeleisen einen Nickelstein bildet, in welchen sich das aus leichter als Eisenoxyd reducirbarem Nickeloxyd erzeugte metallische Nickel, sowie aus Nickelsulfat hergestelltes Schwefelnickel concentrirt. Man sucht eine zwischen Singulo- und Bisilicat liegende Schlacke zu er-

1) B. u. h. Ztg. 1845, S. 807; 1849, S. 182; 1852, No. 50; 1864, S. 103; 1867, S. 131. 2) B. u. h. Ztg. 1865, S. 9. 3) B. u. h. Ztg. 1858, S. 352.

zeugen, aus welcher sich der Stein gut absetzt. Wegen minderer Verwandtschaft des Nickels und namentlich des Kobaltes zu Schwefel, als zu Arsen, werden diese leichter verschlackt, als bei der Speiseerzeugung, dagegen sammelt sich ein Kupfergehalt vollständiger im Steine an. Bei grösserem Nickel-, namentlich aber Kobaltgehalt sucht man einer Verschlackung dieser Metalle durch schwächere Röstung entgegen zu wirken. Die Eisenreduction und dadurch die Entstehung nickelhaltiger Eisensauen wird begünstigt, wenn bei der Röstung gebildetes Eisenoxydul nicht in Oxyd übergeführt und der Ofen zu hoch ist, weshalb man zuweilen nur Oefen von 1.3—1.6 M. Höhe anwendet (Klefva). Ein stärkeres Stechen der Form veranlasst die Bildung eines reicheren Steines.

Solche Sauen vom Schmelzen pennsylvanischer Magnetkiese[1]) mit 2 Proc. Nickel und Kobalt enthielten Krystalle mit 25.22 Ni, 64.10 Fe, 1.85 Cu und 8.90 S; Eisensauen aus den Bleiöfen vom Verschmelzen nickel- und kobalthaltiger pennsylvanischer Bleierze sind sehr nickelreich.[2])

Lechconcentration.

Behuf der Concentration werden die Rohleche wiederholt in Stadeln geröstet und mit Solvirungsmitteln in Schachtöfen mit stark stechender Form, besser aber wegen minder leichter Eisenausscheidung in Flammöfen geschmolzen, wobei ein Zuschlag von Schwerspath oder Glaubersalz und Kohle der Kupfer- und Nickelverschlackung entgegenwirkt, indem sich Schwefelbarium oder Schwefelnatrium bilden, welche oxydirtes Nickel und Kupfer schwefeln, während die entstandene Baryterde nebst Eisenoxydul mit Quarz eine leichtflüssige Schlacke giebt. Auch findet wohl ein

Verblasen.

Schmelzen der Leche bei Zutritt von Gebläseluft (Verblasen) zur Entfernung des Eisen- und Schwefelgehaltes statt (Dillenburg), welche nach Wagner[3]) durch ein darauf folgendes Schmelzen mit Natronsalpeter und Soda noch vollständiger gemacht wird. Bei einem Ueberschusse von Salpeter wird Nickel verschlackt, Kupfer aber nicht in die Schlacke geführt.

Beispiele. Dillenburg.

Dillenburg.[4]) Rösten im Grünstein vorkommender kupfer- und nickelhaltiger Schwefelkiese (S. 422) in Kilns, Verschmelzen ohne Zuschläge oder mit etwas Kalkspath, Quarz und Schlacken im 1.4 M. hohen, 0.55 M. weiten und 0.70 M. tiefen Brillenofen auf 19.8 Proc. Rohstein und Rohschlacke mit 0.88 Kupferoxydul und Spuren von Nickel (entstandene Eisensauen werden je nach ihrem Volumen entweder beim Erzschmelzen wieder zugeschlagen, oder geröstet und im Gaarherd auf nickel- und eisenhaltiges Kupfer verblasen); Rösten des Rohsteins 3—4mal in Stadeln und Verschmelzen im Brillenofen mit Quarz und Erzschlacken auf Concentrationsstein; oxydirendes Schmelzen (Verblasen) desselben in einem zweiförmigen Verblaseofen, bis nur noch 2 Proc. Eisen und so viel Schwefel vorhanden, dass der verblasene oder raffinirte Stein zur Zerkleinerung hinreichend spröde bleibt.

Analysen:

	a.	b.	c.	d.	e.	f.	g.	h.	i.	k.	l.	m.
Nickel . .	19.44	14.30	13.03	18.11	34.49	35.68	49.66	40.97	39.69	42.38	4.85	27.81
Kupfer . .	22.30	14.92	16.55	13.39	28.69	32.93	30.19	42.81	44.70	40.72	1.40	23.70
Eisen . .	35.30	44.90	42.80	42.46	15.88	13.03	9.24	—	—	—	88.17	20.10
Schwefel .	22.02	26.04	27.82	26.04	21.15	18.17	10.91	15.19	13.55	13.95	4.05	—
Kieselsäure	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	2.11	—
Kobalt . .	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	0.05	2.55

1) Dingl. 197, 331. 2) B. u. h. Ztg. 1872, S. 356. 3) B. u. h. Ztg. 1870, S. 134
4) B. u. h. Ztg. 1860, S. 277; 1864, S. 58; 1866, S. 234. Odernheimer, Berg- und Hüttenwesen Nassau's 1867, Schluss-Heft, S. 154, 162.

a—d Rohstein. e—g Concentrationsstein. h—k Raffinationsstein. l—m Eisensauen roh und verblasen. n Rohschlacke. o Concentrationsschlacke. p Verblasenschlacke.

	n.	o.	p.
Kieselsäure	38.56	39.37	36.29
Thonerde	7.16	9.70	10.71
Eisenoxydul	35.64	36.86	48.69
Kalkerde	13.55	5.87	0.68
Magnesia	4.79	6.87	0.31
Kali	—	0.20	—
Natron	—	0.99	—
Kupferoxydul	—	0.52	1.07
Kobaltoxydul	—	1.10	0.26
Nickeloxydul	—		2.14
Manganoxydul	—		—

Gladenbach (Aurorahütte[1]). Früher ähnlicher Process wie zu Dillenburg. Gladenbach.

St. Blasien (Schwarzwald[2]). Schmelzen der nickel-, kobalt- und kupferhaltigen Erze im Brillenofen auf Stein mit 8.83 Proc. Ni und Co bei stechender Form, wobei auf 100 Kil. Rohstein erforderlich waren 457.7 Kil. Erze, 121.0 Kil. Concentrationsschlacke, 226.1 Kil. Rohschlacke, 28.5 Kil. Flussspath, 0.3 Kil. Kalk, 217.7 Kil. Cokes und 0.1 Cbm. Holzkohlen; Rösten des Rohsteins in bedeckten Stadeln, wobei die schweflige Säure durch Soda oder Kalk absorbirt wird, Schmelzen auf Concentrationsstein mit 24—26 Ni, Verblasen auf Stein mit 58 bis 63 Proc. Ni, Schmelzen desselben mit Salpeter auf ein schwefelfreies Product mit 69.9 Ni, 27.3 Cu und 0.75—1.3 Fe. Der grössere Eisengehalt rührt zum Theil von der Anwendung eiserner Werkzeuge her. St. Blasien.

Klefva (Schweden[3]). Schmelzen eines 1.22 Proc. Cu und 3.05 Proc. Ni enthaltenden Magnetkieses in 0.9—1.3 M. hohen Tiegelöfen auf Rohstein, dreimaliges Rösten desselben in Stadeln und Verschmelzen auf Concentrationsstein mit 50 bis 55 Ni und 25—27 Cu im Schachtofen. Tiegelöfen bewährten sich nach Stapff besser, als Brillen- und Sumpföfen. Klefva.

Beschickung in neueren höheren Oefen: 5 Kil. rohes Erz, 80 Kil. geröstetes Erz, 60 Kil. Concentrationsschlacke, 10 Kil. Quarz. Beim Verblasen des Steines wendet man bei den ersten Gaarungen starkes, bei den letzten schwächeres Stechen der Form an und entfernt durch Umschmelzen mit Kalk oder Asche den Schwefel.

	a.	b.	c.
Nickel	16.01	30.92	54.25
Eisen	50.81	31.27	5.98
Kupfer	5.91	12.11	26.19
Schwefel	24.27	24.95	13.48
Rückstände	3.00	0.75	—

	d.
Kieselsäure	28.09
Thonerde	3.50
Eisenoxydul	60.62
Kobaltoxydul, Nickeloxydul, Manganoxydul	1.44
Schwefel	0.58

a. Rohstein. b. Concentrationsstein. c. Neuester Concentrationsstein. d. Concentrationsschlacke.

Dreimal in Stadeln gerösteter Rohstein enthielt:

Schwefelmetalle.		Neutr. Sulfate.		Bas. Sulfate und Oxyde.	
$Fe_7 S_4$	25.71	NiO, SO_3	1.68	$Fe_2 O_3$	45.08
NiS	4.21	CuO, SO_3	0.16	CuO	1.54
$Cu_2 S$	0.38	FeO, SO_3	1.77	NiO	2.26
	30.76	$Fe_2 O_3, 3SO_3$	Spr.	SO_3	0.14
			3.61		49.02

Norwegen.[4]) An mehreren Orten stellt man aus nickelhaltigem Magnetkies Steine mit 40—45 Proc. Ni dar. Norwegen.

---

1) Dingl. 141, 434. B. u. h. Ztg. 1856, S. 301; 1866, S. 236. 2) B. u. h. Ztg. 1870, S. 19, 161, 355, 387. Berggeist 1869, No. 79, 97, 101. 3) B. u. h. Ztg. 1852, S. 76; 1858, S. 353, 377; 1868, S. 441; 1869, S. 100. 4) B. u. h. Ztg. 1871, S. 114.

Varallo. Varallo (Piemont[1]). Verschmelzen von Magnetkies mit 5 Proc. Ni auf einen Stein mit 50 Proc.

Wagner's Verfahren. Wagner's Verfahren. Verblasen des Concentrationssteines (a), Schmelzen des Raffinationssteines mit 15 Proc. seines Gewichtes eines Gemenges von Salpeter und Soda und Auslaugen, wobei ein Product (b) von folgender Zusammensetzung entstand:

	a.	b.
Nickel	25.32	40.93
Kupfer	37.65	58.64
Eisen	10.58	0.25
Schwefel	26.45	0.18

Nickelhaltige Eisensauen. **200. Darstellung von nickelhaltigen Eisensauen und Schwarzkupfer.** Nickelhaltige Eisensauen erfolgen häufiger als unerwünschtes Zwischenproduct beim Erzschmelzen (Dillenburg, S. 426), als dass dieselben absichtlich dargestellt und dann in einem kleinen Gaarherd mit Quarz zu nickel- und kupferreichen Legirungen verblasen werden (früher in Klefva[2]).

Nickelhaltiges Schwarzkupfer. Nickelhaltiges Schwarzkupfer entsteht beim Verschmelzen nickelhaltiger Kupfergaarschlacken (S. 153), welches sich durch Gaarmachen oder Raffiniren nicht nickelfrei erhalten lässt und dessen Entnickelung auf nassem Wege auch nicht zufriedenstellende Resultate ergeben hat.

Beispiel. Mansfeld. Mansfeld.[3]) Früher Verschmelzen von nickelhaltigem Gaarkrätz (S. 153) auf Schwarzkupfer, Verblasen, Granuliren und Behandeln desselben bei Luftzutritt mit verdünnter Schwefelsäure, Krystallisirenlassen der geklärten Lauge, wobei zuerst Kupfervitriol, aus der eingedampften Mutterlauge ein Gemisch von Kupfer- und Eisenvitriol und zuletzt dunkler Nickel- und Kupfervitriol anschiesst; Calciniren des gemischten Vitriols, wenn derselbe eisenfrei, in einem Röstofen, Auslaugen des Röstgutes, Trocknen, Reduciren in einem Sefström'schen Ofen, Einschmelzen der nicht schwefelfrei zu erhaltenden Legirung mit 40—68 Proc. Cu, 30—59 Proc. Ni, 1.1—1.8 Proc. Co, 0.5—1.3 Proc. Fe und 0.07—0.34 Proc. S in einem zweiförmigen mit Graphit ausgestrichenen Gaarherd. Herter[4]) hat für die Krätzen den nassen Weg empfohlen; — oder Calciniren eines eisenhaltigen Kupfernickelvitriols, Auslaugen mit verdünnter Schwefelsäure, wobei Eisenoxyd zurückbleibt, Fällung der Lösung mit Soda in Kochhitze und Reduction der ausgeschiedenen Metalloxyde.

Darstellungsmethoden. **201. Darstellung von Handelsnickel oder Kupfernickellegirungen.** Je nachdem das Rohmaterial (Erze, Speisen oder Leche) Kupfer enthält oder nicht, stellt man daraus Handelsnickel oder Nickelkupferlegirungen dar, welche sich zur Argentanbereitung benutzen lassen. Ein Kobaltgehalt ist dabei nicht schädlich, wohl aber bei der weiteren chemischen Verarbeitung des Nickels. Die Nickeldarstellung geschieht seltener auf dem einfacheren trocknen, als auf nassem Wege, weil ersterer zur Erzielung eines reinen Productes ein reines Rohmaterial erfordert.

Würfelnickel. Da das metallische Nickel sehr strengflüssig ist (dasselbe schmilzt in Temperaturen, die nicht viel unter der Schmelzhitze des Schmiedeeisens liegen, z. B. im Platinofen S. 329, so wie im Sefström'schen und Porzellanofen, nicht aber in grösseren Mengen in gewöhnlichen metallurgischen Feuern), so lässt sich dasselbe nicht, wie andere leichtschmelzigere Metalle. in Formen giessen. Dasselbe kommt gewöhnlich in kleinen Würfeln von etwa 13 Mm. Seite in den Handel (Würfel-

---

1) Oest. Ztschr. 1861, S. 406. Rev. univers. 5 an. 4 livr. p. 186. 2) B. u. h. Ztg. 1852, S. 76; 1858, S. 377. 3) B. u. h. Ztg. 1859, S. 371; 1860, S. 501; 1861, S. 67; 1862, S. 160; 1864, S. 58; 1865, S. 146, 386. Berggeist 1865, No. 30, 40. 4) Berggeist 1865, No. 20.

nickel), welche dadurch erhalten werden, dass man das auf trockenem oder nassem Wege abgeschiedene Nickeloxydul oder Oxydulhydrat mit Roggenmehlkleister oder besser mit einem Gemenge aus 5 Proc. Roggenmehl, Runkelrübelsaft und Wasser zu einem dicken Brei anknetet, diesen in einen Rahmen von der Höhe der Würfel einstampft, aus der Masse dann Würfel schneidet, diese schnell trocknet und in Tiegeln bei discontinuirlichem oder in stehenden Röhren mit Bodenschieber bei continuirlichem Betriebe zwischen Kohlenpulver allmälig bis zur Weissgluth (etwa 3 St.) erhitzt. Schon bei niedriger Temperatur reducirt sich das oxydirte Nickel, aber die Nickeltheilchen fritten erst in hoher Hitze zusammen. Einige Procent Schwefel, so wie mindestens 10 Proc. Kupfer machen das Nickel im Windofenfeuer schmelzbar. Bei reinem Nickel gehen die Würfel mit metallischem Glanz, glatten Flächen und speisgelber ins Grauliche ziehender Farbe aus dem Reductionsapparat hervor; unreine Würfel erscheinen gelblichgrau bis strohgelb und kupferhaltige nuanciren in Bräunlichroth. Ein Schwefelgehalt veranlasst ein Grauwerden der Würfel bei längerem Liegen an der Luft, sowie die Entwickelung von Schwefelwasserstoff. An den Würfeln haftende Glastropfen deuten auf einen Alkaligehalt, und zwar bei gelber Farbe auf Eisen. bei blauer auf Kobalt Letzteres macht das Nickel nicht spröde, wohl aber Eisen, Arsen, Antimon und Schwefel. Beträgt der Kupfergehalt nicht viel über das $1^1/_2$fache des Nickels, so bleiben die Legirungen geschmeidig, schwieriger bei 3—4facher Menge Kupfer. Hat man zum Formen der Würfel zu viel Mehl genommen, so erfolgen wenig glänzende, leicht zerdrückbare graue Würfel und bei nicht hinreichender hoher Temperatur schwamm- oder pulverförmiges Nickel (Nickelschwamm).

Nickelanalysen:

	a.	b.	c.	d.	e.	f.
Nickel	96.2—98.3	86.5—71.4	83.0—90.0	88.7	86.7—88.0	87.0—94.6
Kupfer	0.2— 2.2	Spr.—18.9	1.3— 2.0	8.0	1.8— 1.9	0—Spr.
Eisen	0.5— 1.0	0.2— 1.3	0.2— 0.4	1.6	1.9 —	Spr.— 1.8
Kobalt	—	0.9—12.0	5.5—11.2	0.5	6.8— 7.4	0.5— 9.3
Arsen	—	0— 0.6	—	—	0.7— 0.8	— —
Antimon	—	—	—	—	—	— —
Natrium	—	—	0.9— 2.0	—	—	— —
Schwefel	—	Spr.— 0.1	0.7— 1.4	—	—	0— 0.2
Kieselsäure	—	0— 3.5	0.7— 0.9	—	0— 1.0	0.5— 2.8
Rückstand	0.7— 1.4	0.6— 1.6	—	—	0— 0.8	—
Silicium	—	—	—	0.3	—	—
Kohle	—	—	—	—	—	—
Mangan	—	—	—	—	—	—
	—	—	—	—	—	—

	g.	h.	i.	k.	l.	m.
Nickel	89.4	67.9—69.2	99.6	75.7—84.5	75.7—80.9	77.5
Kupfer	8.0	0.1— 1.2	0.2	0.6—12.5	7.7—12.5	10.2
Eisen	2.7	21.2—21.3	0.2	0.4— 1.1	0.4— 1.2	1.1
Kobalt	—	0.2— 0.3	—	2.2— 8.2	2.2— 5.2	3.7
Arsen	—	7.9— 8.1	—	0.4— 1.3	2.6— 3.8	2.8
Antimon	—		—	—	—	—
Natrium	—	—	—	—	—	—
Schwefel	—	—	—	1.7— 2.2	0.2— 2.3	1.1
Kieselsäure	—	1.2— 1.3	—	—	—	—
Rückstand	—	—	—	0.4— 0.6	0— 0.4	0.9
Silicium	—	—	—	—	—	—
Kohle	—	—	0.3	0.5— 2.9	0.1— 0.2	0.7
Mangan	—	—	—	0.2— 0.8	—	0.6
Zinn	—	—	—	0.7— 2.0	0.5— 4.1	1.4

a. Dillenburg. b. Joachimsthal. c. Klefva. d. Kitzbüchel (Tyrol). e. Schladming. f. Ungarn. g. Cassel. h. Thalhof. i. Iserlohn. k. England. l. Deutschland. m. Frankreich.

Modificationen.

202. Nickeldarstellung auf trocknem Wege. Diese kann bestehen:

Reines Material.

a) Bei reineren Materialien, welche nur Nickel und Arsen oder Schwefel enthalten, in einem möglichst vollständigen Abrösten mit Kohle, Entfernung der letzten Antheile von Arsen und Schwefel durch Erhitzen des Röstgutes im Flammofen mit etwa 20 Proc. Soda und etwas Natronsalpeter, Auslaugen von schwefel- und arsensaurem Natron aus der Masse und Reduciren des Rückstandes.

Andere Mittel zur Entfernung des Arsens sind Schmelzen mit Soda und Schwefel, dann Auslaugen; oder Erhitzen mit Schwefel, wobei Schwefelarsen wegraucht.

Unreines Material.

b) Bei unreinerem Rohmaterial, welches ausser obigen Bestandtheilen noch Eisen und Kupfer enthält, lässt sich anwenden

Dillenburg. Verfahren.

α) das Dillenburger Verfahren[1]) für Leche, welches aber bei Verschlackung von Kupfer und Nickel keine vollständige Abscheidung des Eisens zulässt und eine Nickelkupferlegirung liefert.

Beispiel. Dillenburg.

Dillenburg. Pochen, Mahlen und Sieben des verblasenen Nickelsteines (S. 426), Rösten in Posten von 200 Kil. in einem Flammofen von 4.2 Q.-M. Herdfläche während 14 St., Glühen des Röstgutes während 6—7 St. mit 45 Proc. Soda, Auslaugen, Schmelzen der eingetrockneten Oxyde (75—100 Kil.) in einem mit Holzkohlen gefüllten, 0.6 M. hohen, 0.4 M. tiefen und 0.45 M. weiten Tiegelöfchen bei 45° stechender Form (50° bei hohem Nickelgehalt, 35° bei hohem Kupfergehalt), Abstechen der Legirung nebst Schlacke bei abgehängtem Gebläse in einen Stechherd, Abheben der Schlacke und Reissen der Legirung in Scheiben. 100 Kil. Nickelstein geben durchschnittlich 72.5 Kil. Legirung, von welcher 100 Kil. bei etwa 1.35 Proc. Nickel- und 8.22 Kupferverlust 1.05 Cbm. Kohlen erfordern.

Analysen:

	a.	b.	c.	d.
Nickel	32.59	39.90	37.5	45.06
Kupfer	52.00	59.50	48.5	53.44
Eisen	0.42	0.64	—	—
Schwefel	17.71	—	13.3	—
Arsen	0.11	—	Spr.	—
Antimon				

a. Stein. b. Legirung daraus. c. Stein. d. Legirung daraus.

Klefva.

Klefva.[2]) Nach dem Dillenburger Verfahren aus Nickelstein c (S. 427) dargestelltes granulirtes Nickel (a), Würfelnickel (b) und Nickelschwamm (c) enthielten:

	a.	b.	c.
Nickel	72.52	62.82—65.34	65.86
Kupfer	24.46	32.73—33.88	32.33
Eisen	0.84	—	1.00
Schwefel	0.75	—	Spr.

Kleinschmidt's Methode.

β) Ein der Plattner'schen Nickelprobe nachgebildetes Verfahren für Speisen.[3])

Verschlacken des Eisens durch Quarzzuschläge im Flammofen bis zum Erscheinen einer blauen mit dem Streichholz abzuziehenden Schlacke, Fortsetzung des Processes zur Erzielung von blauem Kobaltsilicat (durch Schmelzen mit Soda und etwas Chilisalpeter und Auslaugen auf Kobaltoxyd zu verarbeiten), bis dasselbe von verschlacktem Nickel einen Stich ins Violette erhält und Arsennickel mit oder ohne Arsenkupfer zurückbleibt; Todtrösten des ersteren bei Abwesenheit von Kupfer mit Kohlenzusatz im Flammofen, Glühen des gemahlenen Röstgutes mit 10 Proc. wasserfreier Soda, 5 Proc. Chilisalpeter und 10 Proc. Kochsalz während 4—6 Stunden, Auslaugen, Trocknen und Reduciren der Masse;

---

1) B. u. h. Ztg. 1866, S. 236. 2) B. u. h. Ztg. 1868, S. 442. 3) Muspratt-Kerl, techn. Chem. 2. Aufl. Bd. 3, S. 929; Bd. 4, S. 406.

Belassung eines Kupfergehaltes beim Nickel, wenn derselbe nicht über 10 Proc. von demselben beträgt, sonst Schmelzen des kupferreichen Arsennikels mit schwefelhaltigen Substanzen zur Bildung von Kupferstein (S. 423). Bis 3 Proc. Antimon werden bei diesem Verfahren entfernt; bei einem grösseren Gehalt daran muss die antimonhaltige Speise mit so viel arsenhaltiger vermengt werden, bis obiger Maximalgehalt von 3 Proc. erreicht ist oder es ist der nasse Weg zur Scheidung anzuwenden.

203. Nasser Weg. Derselbe kann in verschiedenen Modificationen angewandt werden, welche im Wesentlichen nachstehende Operationen erfordern: Modificationen. Operationen.

a) Todtrösten von arsenhaltigem Erz oder Speisen und Entfernung der letzten Antheile Arsen durch Glühen mit Soda und Salpeter und Auslaugen (S. 430). Rösten.

b) Auflösen der gerösteten Speise oder Erze in Salzsäure oder verdünnter Schwefelsäure oder besser Glühen des mit Schwefelsäure angerührten Röstgutes, sowie ungerösteter Nickelsteine in einem Flammofen bis zur Entfernung der überschüssigen Säure, Auslaugen der Masse in einer erhitzten Bleipfanne oder in Holzgefässen unter Zuführung von Dampf in Wasser, wobei sich hauptsächlich Kupfer-, Nickel- und Kobaltvitriol lösen und ein eisenreicher Rückstand bleibt, welcher wiederholt mit Schwefelsäure geglüht und ausgelaugt wird, bis sich derselbe vor dem Löthrohr kobaltfrei [1]) erweist. — Durch Behandlung von zur Entfernung eines Arsengehaltes bei Luftabschluss geglühten Schwefelmetallen mit verdünnter Schwefelsäure lässt sich Schwefeleisen ausziehen, während Schwefelnickel und Schwefelkobalt zurückbleiben. Lösen.

Beim Behandeln von gerösteten kupfer- und nickelhaltigen Lechen mit verdünnter Salzsäure löst sich am leichtesten Kupferoxyd, weniger (im Verhältniss von 7 : 3) Nickel- und Kobaltoxydul und am wenigsten Eisenoxyd, so dass eine kupferreiche und nickelarme Lösung, sowie ein nickelreicher, kupferarmer Rückstand erfolgen, welche erstere in Dillenburg auf eine kupferreiche Nickellegirung, letzterer auf metallisches Nickel verarbeitet wird. Unzersetztes Schwefelnickel und Schwefelkobalt im Röstgute werden von verdünnter Salzsäure nicht, Schwefeleisen leicht zersetzt. — Beim Behandeln eines arsenhaltigen Röstgutes mit verdünnten Säuren oder Glühen mit Schwefelsäure und Auslaugen bleibt ein Rückstand von arsensaurem Eisen- und Kupferoxyd und basischem Eisensalz, während Kobalt und Nickel mit einer grösseren Menge Kupfer und wenig Eisen in Lösung gehen. Von den Vitriolen zerlegen sich in Glühhitze der Reihe nach am leichtesten das Sulfat von Eisen, dann folgen Kupfer-, Nickel-, Kobalt- und Zinkvitriol. Bei einem geringen Eisengehalt bleiben mehr Kobalt- und Nickeloxyd, an Arsensäure gebunden, beim Behandeln des Röstgutes mit verdünnter Säure im Rückstande. — Unterwirft man ein Gemisch von Nickel-, Kupfer- und Eisenvitriol einer fractionirten Krystallisation [2]), so scheiden sich nach Herter der Reihe nach die S. 428 angegebenen Vitriole ab. Nach v. Hauer krystallisirt bei einem Ueberschusse von Kupfervitriol dieser so lange aus, bis sich eine Verbindung von Löslichkeit von arsenfreiem Röstgut. Löslichkeit von arsenhaltigem Röstgut. Fractionirte Krystallisation v. Vitriolen.

$$\dot{Cu}\,\ddot{S} + 2\,(\dot{Co},\dot{Ni})\,\ddot{S} + 21\,\dot{H} \text{ oder } Cu\,SO_4 + (Co, Ni)\,SO_4 + 21\,H_2O$$

abscheidet; bei einem Ueberschuss eines der leichter löslichen Kobalt- und Nickelsulfate bleibt der Ueberschuss in der Mutterlauge und die obige Verbindung setzt sich unmittelbar ab. Aus einem Gemisch von Kobalt- und Zinkvitriol krystallisirt der erstere zuerst aus, indem sich derselbe in 24 Thln. kalten Wassers löst, Zinkvitriol in 2.3 Thln.

c) Fällung von Blei, Wismuth, Kupfer u. s. w. Diese kann aus saurer Lösung durch Schwefelwasserstoff oder mittelst Fällung als Schwefelmetalle.

1) B. u. h. Ztg 1860, S. 277; 1861, S. 394. 2) B. u. h. Ztg. 1861, S. 391; 1866, S. 156.

Schwefelbariums, des Wismuths auch durch Wasser aus salzsaurer Lösung geschehen, was aber selten vorkommt. Kupfer scheidet man gewöhnlich später ab.

Eisenfällung. d) Fällung des Eisens. Vorsichtiger Zusatz von Chlorkalk zur kalten Lösung, um vorhandenes Eisenoxydul in Oxyd zu verwandeln (sonstige Oxydationsmittel sind Chlorgas, Salpeter uud Kochsalz; setzt man zu viel Chlorkalk zu, so wird leicht Kobaltsesquioxydhydrat mit niedergeschlagen), dann Hinzufügen von feingepulvertem Kalkstein[1]), welcher in der Kälte Eisenoxyd nebst etwa vorhandener Arsensäure und bei Anwendung einer schwefelsauren nicht zu verdünnten Lösung Gyps abscheidet, bei Temperaturen über 40° C. auch, was aber nicht stattfinden soll, Kupfer mit etwas Nickel und Kobalt. — Anwendung von Soda statt Kalk bei schwefelsauren Lösungen, um Gypsniederschläge zu vermeiden, welche in kleinen Portionen vorsichtig zu einer siedenden sauren Lösung gegossen zunächst, noch ehe die Lösung neutral wird, durch fractionirte Fällung Eisenoxyd und arsensaures Eisenoxyd, dann neben Eisenoxyd auch Kupferoxyd niederschlägt, durch Blutlaugensalz zu controliren.

Kupferfällung. e) Fällung von Kupfer.[2]) Präcipitation desselben durch kohlensauren Kalk bei 70°C. oder durch vorsichtigen Zusatz von Kalkwasser oder Soda zur heissen Lösung, bis der Niederschlag nickelhaltig wird und Blutlaugensalz kein Kupfer mehr in der Flüssigkeit anzeigt.

Sollen Legirungen von Kupfer und Nickel erzeugt werden, so fügt man die letzteren Reagentien im Ueberschuss hinzu.

Nickelfällung. f) Fällung von Nickel. Zusatz von Kalkwasser oder Soda, Filtriren des Nickeloxydhydrates auf leinene Spitzbeutel, Pressen und Trocknen, Glühen der Masse mit Soda, welche sich mit vorhandenem Gyps in Natronsulfat und kohlensauren Kalk umsetzt, Ausziehen des letzteren durch verdünnte Salzsäure, Auswaschen (auch wohl blosses Waschen des gewöhnlichen Nickeloxyduls mit heissem Wasser zum Ausziehen von schwefelsaurem Natron oder mit salzsäurehaltigem Wasser zur Extraction von Gyps), Formen mit Klebmitteln zu Würfeln (S. 428) und starkes Glühen.

Nach Thompson[3]) scheidet schwefelsaures Ammoniak aus einer erhitzten Lösung bei deren Erkalten Kobalt und Nickel, als im Ammoniaksalz unlöslich, als grünes Pulver ab.

Kobalt- und Nickel-Trennung. g) Trennung von Kobalt und Nickel. Soda zur siedenden Lösung gesetzt, fällt Nickeloxydul mit wenig Kobaltoxydul, während Kobalt und ein wenig Nickel in Lösung bleibt. — Erhitzen der völlig neutralen, nöthigenfalls durch Eindampfen auf ein geringeres Volum gebrachten Nickel- und Kobaltoxydullösung mit Chlorkalklösung, welche Kobalt als schwarzes Sesquioxydhydrat abscheidet, nach dessen Abfiltriren das Nickel sich durch Kalkwasser oder Soda fällen lässt. Beim starken Glühen giebt der Kobaltniederschlag Oxydul.

---

1) B. u. h. Ztg. 1858, S. 399; 1860, S. 278. 2) Erdm. J. 92, 238. Polyt. Centr. 1863, S. 828. Behandlung der Kupferrückstände von der Nickelgewinnung: Genie 26, 234. 3) Dingl. 148, 170. 206.

Aus einem Gemisch von Lösungen des Mangan-, Kobalt- und Nickeloxyduls lassen sich der Reihe nach durch Chlorkalk niederschlagen: manganhaltiges Kobaltoxyd, reines Kobaltoxyd und zuletzt nickelhaltiges Kobaltoxyd.

Es empfiehlt sich, den Chlorkalk nicht im Ueberschuss anzuwenden, weil der Werth des Kobaltoxydes durch einen Nickelgehalt herabgedrückt wird.

Sonstige Trennungsmittel: Salpetrigsaures Kali[1]), welches aus einer concentrirten, mit Kalilauge neutralisirten, dann mit Essigsäure schwach übersättigsten Lösung gelbes salpetrigsaures Kobaltoxydkali fällt, worauf man den Niederschlag glüht und auslaugt, wobei Kobaltoxyd zurückbleibt. Aus dem Filtrat vom Kobaltniederschlag wird Nickel durch kohlensaures Natron gefällt. — Nach Patera Zusatz von saurem schwefelsauren Kali, welches ein schwerlösliches Nickeldoppelsalz ausscheidet, dem sich Kobaltsalz beimischt, sobald die grünen Krystalle einen röthlichen Stich erhalten; in letzterem Falle bleibt eine reine Kobaltlösung zurück, während ein geringer Kobaltgehalt dem Nickel nicht schadet. — Das Nickelsalz giebt beim Glühen schwefelsaures Kali und Nickeloxydul.

Beispiele für die Nickelgewinnung auf nassem Wege.

Beispiele. Louyet's Verfahren.

Louyet's Verfahren.[2]) Auflösen gerösteter ungarischer Erze in Salzsäure, Abscheidung von basischem Chlorwismuth durch Wasser, Oxydation des Eisenoxyduls und der arsenigen Säure durch Chlorkalk, Zusatz von Kalkmilch zur sauren Flüssigkeit, so lange ein Niederschlag von Eisenoxydhydrat und arsensaurem Eisenoxyd, nicht aber von Kupfer erscheint, Fällen des letzteren aus der angesäuerten Lösung durch Schwefelwasserstoft oder Schwefelbarium, Kochen des Filtrats vom Schwefelkupfer mit Chlorkalk zur Fällung von Kobaltsesquioxyd und des Nickels aus dem Filtrat von letzterem durch Kalkmilch.

Patera's Methoden.

Patera's Methoden.[3]) Rösten von Joachimsthaler Silbererzen mit 5—10 Proc. Nickel und Kobalt mit Wasserdampf in Posten von 25 Kil. während 6 St., wobei sich metallisches Silber und arsensaure Salze von Kobalt und Nickel erzeugen; Ausziehen der letzteren in Holzgefässen bei 40° C. mittelst verdünnter Schwefelsäure, Lösen des Rückstandes in heisser Salpetersäure, Fällen des Silbers aus der salpetersauren Lösung durch Kochsalz, Abfiltriren des Chlorsilbers, Vereinigen des salpetersauren kobalt- und nickelhaltigen Filtrates mit der schwefelsauren Lösung, Zusatz von Eisenchloridlösung, Fällung von arsensaurem Eisenoxyd durch gepulverten Kalkstein, Präcipitation aus dem eingedampften neutralen Filtrat durch Chlorkalklösung von Kobaltsesquioxyd, dann von Nickel durch Kalkwasser. — Oder: Glühen von gerösteter und durch Erhitzen mit Soda und Salpeter von Arsen befreiter Speise wiederholt mit Schwefelsäure bei darauf folgendem Auslaugen, bis der eisenreiche Rückstand sich vor dem Löthrohr kobaltfrei erweist; Ausfällen von Kupfer durch Schwefelwasserstoff aus der angesäuerten Lösung, dann von Nickel durch saures schwefelsaures Kali.

Dillenburger Methoden.

Dillenburg.[4]) Nach einer älteren Methode: Erhitzen des mit Schwefelsäure angerührten Nickelsteins (S. 426) in Quantitäten von 150—200 Kil. während 6 St., bis keine schweflige Säure mehr entweicht, Auslaugen, Versetzen der siedenden Lauge mit so viel feingemahlenem Kalkstein, dass alles Eisenoxyd nebst etwas Kupferoxyd sich niederschlägt, Filtriren, abermaliger Zusatz von Kalkstein zur siedenden Lösung behuf Fällung von Kupfer nebst einer geringen Menge Nickel, dann Niederschlagen des Nickels durch Kalkwasser, Glühen desselben mit Soda und Auslaugen mit Wasser und verdünnter Salzsäure zur Entfernung des Gypses. — Neueres Verfahren[5]): Extrahiren des gerösteten raffinirten Nickelsteines (S. 426) mit verdünnter Salzsäure, wobei sich das meiste Kupfer nebst weniger Nickel (im Verhältniss von 7 : 3) löst und Eisen nebst wenig Kupfer und viel Nickel im Rückstande bleiben; Fällen von Kupferoxyd- und Nickeloxydulhydrat aus der salzsauren Lösung durch Kalkmilch, Auswaschen des gepressten und getrockneten Niederschlages nach dem Feinmahlen mit Wasser mittelst salzsäurehaltigen Wassers zur Entfernung von Gyps, Formen des Rück-

---

1) Pogg. Ann. 74, 115; 110, 411. Ann. d. Chem. u. Pharm. 96, 218. 2) B. u. h. Ztg. 1849, S. 800. 3) Kerl, Met. 4, 482. 4) B. u. h. Ztg. 1866, S. 234. 5) B. u. h. Ztg. 1860, S. 277.

standes zu Würfeln, Glühen während $1^1/_2$ St. zwischen Kohlenstaub bei Weissgluth, Einschmelzen der erfolgenden Legirung von Nickelkupfer im kleinen Garherd und Reissen in Scheiben bei folgender Zusammensetzung derselben: 67—68 Cu, 30—32 Ni, 0.7—1.4 Fe, 0.3 Schwefel; oder mit 37 Proc. Ni bei directem Verblasen des Nickel- Kupferoxydes im kleinen Gaarherde. — Erzeugung von metallischem Nickel aus obigem kupferarmen und nickelreichen Rückstand von der Salzsäureextraction; Lösen desselben in concentrirter Schwefelsäure, Fällen aus der neutralisirten auf 55° C. erwärmten Lösung durch kohlensauren Kalk alles Eisen nebst etwas Kupfer, bis Blutlaugensalz kein Eisen mehr anzeigt; Abfiltriren, Fällen des Kupfers bei 70° C. durch Kalkstein, bis mittelst Blutlaugensalzes kein Kupfer sich in der Lösung mehr nachweisen lässt, dann Fällen des Nickels durch Kalkwasser, Extrahiren des Gypses durch salzsäurehaltiges Wasser u. s. w., wobei Producte erfolgen mit 96—98 Ni, 0.2—2.2 Cu, 0.5—1 Fe. Nach dem neuesten Verfahren verarbeitet man den raffinirten Stein auf trocknem Wege auf Nickelkupferlegirung (S. 430).

Klefvaer Nickelstein.

Klefva.[1]) Extraction der gerösteten Nickelsteine (S. 427) mit verdünnter Schwefelsäure und Abscheidung von Eisen, Kupfer und Nickel mit Soda durch fractionirte Fällung.

Mansfelder Gaarkrätze.

Mansfeld.[2]) Nach Herter: Sieben der gepochten Gaarkrätzen (S. 153), Erhitzen des Siebfeinen mit Schwefelsäure im Flammofen, Auslaugen des Kupfer-, Nickel-, Kobalt- und Zinkvitriols mit heissem Wasser, Eindampfen zur Trockne, Calciniren und Auslaugen der Masse, wobei Zink- und Kobaltvitriol in Lösung gehen, Nickeloxyd aber zurückbleibt, welches zur Entfernung von Schwefel mit Soda geglüht, ausgewaschen, getrocknet und zu Würfelnickel geformt wird, während man durch fractionirte Krystallisation aus der Kobalt-Zinkvitriollauge den grössten Theil des Kobaltvitriols auskrystallisiren lässt (S. 431), die noch kobalthaltige Zinklauge aber mit Soda fällt und den ausgewaschenen und getrockneten Niederschlag durch Glühen in Rinmanns'ches Grün verwandelt.

Brixlegg.

Brixlegg.[3]) Kernröstung des aus Eisen- und Kupferkiesen, Fahlerzen, Arsen- und Schwefelverbindungen des Kobalts und Nickels bestehenden Erzes, wobei Kobalt und Nickel in die Rinden, Silber und Kupfer zumeist in den Kern gehen; Auslaugen, Oxydation des Eisens in der erwärmten Flüssigkeit durch wenig Chlorkalklösung, Fällung des Eisens durch kohlensauren Kalk, der Schwefelsäure durch Chlorbarium, dann des Kobalts durch Chlorkalk in solcher Menge, dass die Flüssigkeit noch etwas röthlich bleibt und nickelfreies Kobaltsesquioxyd erfolgt, dann völliges Fällen des Kobaltes nebst etwas Nickel, zuletzt des reinen Nickels durch Kalkmilch; Auflösen des nickelhaltigen Kalkniederschlages in Schwefelsäure, Abdampfen, Glühen und Ausziehen des reinen schwefelsauren Kobaltoxydes.

Verarbeitung von Rewdanskit.

Hermann's Verfahren.[4]) Erhitzen von 1 Thl. Rewdanskit mit 1 Thl. Schwefelsäure, mit gleichen Theilen Wasser vermischt, in Steingutgefässen bis zum anfangenden Verdampfen der Schwefelsäure, Auslaugen der Masse, Zusatz von Kochsalz und Salpeter zur heissen Lösung behuf Oxydation des Eisenoxyduls, Fällen des Eisenoxydes durch Kreide, des Nickels durch Schwefelnatrium, Rösten des Schwefelnickels und Reduction des Nickeloxydes.

---

1) B. u. h. Ztg. 1858, S. 377; 1859, S. 297. 2) Berggeist 1865, No. 30. 3) B. u. h. Ztg. 1868, S. 223. 4) Erdm. J. 102, 408.

Register.

A.

Abstrich 92. 224. 231.
-frischen 92.
-frischschlacken 93.
-saigern 92.
Abtreiben von Werkblei 221. 223.
deutsches 227.
englisches 237.
Abzug 92. 224. 231.
-frischen 92.
-werke 97.
Affination 318. 320.
Aggerthal, Kupferhüttenprocess 187.
Agordo, Kupfererzröstung 115. 116. Kupfergaarmachen 155. Hammergaarmachen 162. Kupferhüttenprocess 165. Cementkupfergew. 202.
Albertiofen 340.
Albertsville, Bleiflammofenpr. 21.
Alderley Edge, Cementkupfergewinnung 200.
Alkalien, als Entschweflungsmittel f. Bleiglanz 4; z. Bleiraffination 100; z. Kupfergewinnung 112.
Almaden, Quecksilbergew. 335. 336.
Alport 16. 29.
Grünbleierzverhüttung 88.
Altai, Weissbleierzverhüttung 86. Silbererzroharbeit 213.
Altenberg (Moresnet), Galmeibrennen 343. 345.
Altenberg (Sachsen). Zinnerzröstung 387. Wismuthextraction 390. Zinnerzschmelzen 392.
Aludeln 334. 336.
Amalgam 271.
-ausglühofen 271.
-pressen 271.
Amalgamation für Silbererze u. s. w. 263.
amerik. Haufen- 275.
europäische Fässer- 263. 310.
Kessel- 277.
Mörser- 309. 310.
Mühlen- oder Arrastra- 279.
Pfannen- 280.
Pochwerks- 307. 312.
Amalgamirfässerapparat 270.
-mühlen 307. 310.
-pfannen 280.
Andreasberg, s. Oberharz.
Anglesea, Cementkupfergew. 200.
Antimon 408.
Analyse von Rohantimon 137.
beim Bleiflammofenpr. 3.
-blei 93.
-blende 408.
-blüthe 408.
-erze 408.
-glanz 408.
in Kupfererzen 110.
-silber 204.
-silberblende 205.
-spiegel 100.
-sternschlacke 415.
Antimonnickel 421.
-glanz 421.
Antimonium crudum 409.
Arany-Idka, Silberfeinschmelzen 245.
Erzamalgamation 273.
Arents' Bleiofen 38.
Armstein 149.
Arrastra 275. 279. 309.
-amalgamation 279.
Arsen 396.
-abbrände 317.
-erze 396, silberhaltige 215.
-ikalkies 396.
in Kupfererzen 110.
grauer 397.
-kies 396.
-rubin 404.
-silberblende 205.
Arsenige Säure 403, z. Bleireinigung 105, bei der Zinnerzröstung 387.
Arsenikalien 397.
Arsenikglas, gefärbtes 404.
weisses 403.
Weiss- oder Raffinir- 402.
Atakamit 107.
Atmosphärische Oefen 36.
Atvidaberg, Kupfererzröstung 114. Schwarzkupferschmelzen 140. Kupfer-

gaarmachen 155. Kupferhüttenprocess 164.
Augustin's Silberextraction 283.
Auripigment 407.
Australien, Silberextr. mit unterschwefligsauren Salzen 301. Goldamalgamation 311.
Automatischer Stich an Bleiöfen 38.
Avanza, Cementkupfergew. 203. Silberextraction 287.

B.

Backwood's Bleiherd 27.
Bagilt 15. Bleivitriolverhüttung 87.
Bailey's Röstofen 265.
Ballons an Zinköfen 368.
Ballycorus 16.
Banat, Schwarzkupferextr. mit Schwefelsäure 300.
Bären 137.
Batea 305.
Bauxit, beim Blenderösten 347.
Bean-shot-copper 184.
Becchi u. Haupt's Kupferproc. 199.
Belgien, Zinkgewinnung 377.
Berthierit 408.
Bessemern, des Kupfersteins 112. 139.
Best regule 177.
Best selected copper 177. 185.
Biache St. Waast 84.
Binsfeldhammer, Bleiflammofenproc. 21. Pilzofen 34. Fortschaufelungsofen 69.
Birkenganger Hütte 372.
Bischof's Kupferhüttenproc. 189.
Blasenkupfer 178.
Blasenstein 177. 178.
St. Blasien, Nickelsteindarst. 427.
Blättertellur 302.
Blaumetall 177.
-schlacke 177.
Blei 1.
-analysen 17. 90. 99. 101. 105.
-arbeit, ordin. 30.
-dreck 91. 97. 248.
Eigenschaften 96.
-erde 2.
-erze 1. 2. 3. 17. 45.
-erzröstung 57.
-flammöfen 9. 20.
-glanz 1. Zersetzbarkeit 1.
-glätte, Verhüttung 88, rothe oder Goldgl. 88. Frisch- oder Silbergl. 88, zur Bleiraffination 104.
-herd 24, schottischer 24, nordamerikan. 13. 27.
Jungfern- 11.
-Krätzreductionsöfen 254.
-oxyd 96.
Press- 11.
-raffination 95. 102. 248. 261.
Bleirauch 8. Analysen 17. Verhüttung 94. Condensation 4.
Rühr- 11.
-säulenschmelzen 212.
-schachtöfen 30.
-schlacken 94. 43.
-schweif 1.
-silicate 4. 72.
-speise 43.
-stein 43.
-subsulfuret 1.
-sulfat 2. 4. 7. 104.
-verluste 4. 8.
Villacher 12.
-vitriol 2. 86.
Bleiberg, Flammofenprocess 10. 11. 19. Pattinsoniren 255.
Bleichsalze z. Bleiraffiniren 105.
Blicksilber 225. 234.
Blistered copper 177. 179.
Blumen des Silbers 234.
Blutlaugensalz, z. Entschwefelung von Bleiglanz 4.
Boëtius feuerung an Zinköf. 360. 370. 372.
Bogoslowsk's Kupferhütten 169.
Boliche 13.
Bolivia, Wismuthgew. 419.
Borbeck, Blenderöstung 349.
Boston, Kupferhüttenprocess 165.
Bottino, Flammofenprocess 21. Bleierzröstung in Schachtöfen 62. Bleihüttenbetrieb 77. Glättefrischen 90. Cementkupfergew. 202.
Bottoms 177. 178.
Bouc, Bleierzröstung in Schachtöfen 62. Antimongew. 413.
Bournonit 106.
Brandsilber 239.
Braten des Kupfers 181.
Braubach, Pilz'scher Ofen 34. Fortschaufelungsofen 69. Bleihüttenbetrieb 80. Bleiraffination 104. Kupferraffinirofen 181. Cementkupfergew. 203. Werkbleientsilber. d. Zinks 259. 261. Kupfersteinextraction mit Salzsäure 296.
Braunbleierz 2.
Brennmaterial, in Bleiflammöfen 10. In Bleischachtöfen 39. Staubförmiges für Zinköfen 361.
Bretagner Bleiflammofenpr. 20.
Briglia, Kupferofen 132. Kupferhüttenprocess 165.
Brillenofen 131. 147.
Brixlegg, Erzschmelzen 209. Silberextr. 302. Nickeldarst. 434.
Bromsilber 205.
Bronzestein 173. 176.
Brückner's Röstofen 266.
Brunton's Röstofen 266. 388.
Buntkupfererz 106.
Bustamenteofen 335.

C.

Cadmium 383.
Californien, Kupfererzschmelzofen 133. Tellursilbererzschmelzen 309. Goldamalgamation 311. 313. Goldextract. 317. Quecksilbergewinnung 333. 338.
Call, Schachtöfen 30. 36. Gasfang 35. Fortschaufelungsofen 69. Bleihüttenbetrieb 80. Bleischlackenschmelzen 95. Bleiraffination 104.
Castellazara, Quecksilbergew. 338.
Castilianische Bleiöfen 34. 36. 86.
Cazoprocess 277.
Cementation von Goldsilber 319.
Cementwässer 188. 199.
-kupfer 197.
Chargiren, bei Bleiöfen 47.
Chessy, Kupferhüttenprocess 169.
Chili, Kupferhüttenprocess 186. Cazoprocess 278. Kröncke's Process 279. Amalgam. in Rührwerken 282.
Chloantit 421.
Chlor z. Goldlösung 315; z. Goldreinigung 323.
Chlorblei, z. Bleikrätzreduction 103, zur Bleiraffination 104.
Chlorsilber, Silberabscheidung 301.
Claudet, Silberextract. 301.
Close regule 178.
Cokes, beim Bleierzschmelzen 39.
Coarse metal 176.
copper 177.
Commern, Bleiarbeit 82 (s. Eifelhütten).
Concentrationstreiben 226. 237.
Cordurié's Bleiraffinationsprocess 99.
Corfali, Bleiflammofenpr. 21.
Cornwall, Flowingofen 6. Bleiflammofenprocess 7. 22. Zinnerzröstung 387. Darstell. von wolframs. Natron 389. Zinnerzschmelzen 390.
Cramer'scher Röstofen 65.
Cuprobarilla 169.
Cyankalium, zur Entschwefelung von Bleiglanz 4.
Cylindersieb 269.
Cziklowa, Schwarzkupferamalg. 275.

D.

Dähne's Zinkdestilliröfen 361. 373.
Darren der Kiehnstöcke 219.
Darrling 219.
Darrofen 219.
Darrschlacke 219.
Davos, Bleiflammofenproc. 13.
Desintegrator 353.
Detroit, Kupferraffinirofen 181. Zugutemachung von ged. Kupfer 187.
Dichtpolen des Kupfers 182.
Dietz' Zinkofen 375.
Dillenburg, Kupferhüttenprocess 166. 187. Nickelspeisedarst. 425. Nickeldarstell. 426. 430. 433.
Dioptas 107.
Doppellech 142.
Doppelröstofen f. Bleierze 66.
Dortmunder Hütte, Galmeibrennen 343. 345. Blenderöstung 349. Zinkdestillation 372. Zinkstaubverhüttung 383.
Doublirstein 138. 142.
Douglas' Kupferhüttenproc. 193.
Drontheimer Kupfer 165.
Dry copper 160. 182.
Ducktown, Kupferhüttenprocess 189.
Dünnstein 110. 146. 148. 177.
Dürrerze 205. 210.

E.

Eifelhütten, Wasserformen 36. Bleihüttenbetrieb 80. 82. Glättefrischen 92. Kupfergewinnung 188. Werkbleientsilberung d. Zink 258. 260.
Eintränkprocess 208. 212. 314.
Eisen z. Zerlegung von Bleiglanz 3. 46.
-oxyd, als Entschweflungsmittel 3. 4.
-salze, Lösungsmittel für Kupfererze 193; für Eisen 196.
-sauen 44. 47. 123. 137. 147. 396.
-schlacken, als Entschweflungsmittel 3.
-schwamm 46. 195.
-vitriol, z. Bleiraffination 105.
Elbuferkupferwerk, Raschetteofen 33. Kupferhüttenprocess 187.
Elektricität, z. Silberfällung 283; bei der Goldscheidung 320.
Ems, Bleischachtöfen 31. Raschetteofen 32. Wasserformen 36. Frühere Niederschlagsarbeit 54. Fortschaufelungsofen 68. 69. Bleihüttenbetrieb 80. Glättefrischen 89. Abstrichfrischen 94. Werkbleientsilb. d. Zink 259. 261.
Enargit 106.
Engis, Bleiflammofenproc. 6. 13. Zinkdestillation 377. Zinkstaubverhüttung 382. Cadmiumgewinnung 384.
England, Glättefrischen 89. Bleiraffination 103. Pattinsoniren 255. Zinkdestillation 378. Bleiflammofen 10. 15. Bleiröstofen 65. Bleiflammofenproc. 13.
Entschweflungsmittel f. Bleiglanz 3.
Ernst's Röstofen 266.
Escalle's Kupferhüttenprocess 193.
Escalette, Fortschaufelungsofen 69.
Eugenglanz 205.
Evan's Riffeleisen 281.
Extractionsprocesse 282.

F.

Fahlerz 106. 203. 205.
Fahlun, Raschetteofen 33. Bleierzröstung 60. Bleihüttenbetrieb 77. Kupferhüttenprocess 168. Schwarzkupferextraction mit Schwefelsäure 300.
Feathered-shot-copper 184.
Feinen des Blicksilbers 239.

Feinmetall 177.
Feinsilber 239.
Flach's Bleiraffination 104.
Flatter 227.
Fliegenstein 396. 397.
Flint (Idaho), Amalgamation 282.
Flintshire-Bleiflammofen 9. 15.
Flowingofen 6. 23.
Flussspath, b. Bleiflammofenproc. 7. 16; beim Kupfererzschmelzen 126.
Foldal, Kupfergew. 112. 202.
Formen, für Bleiöfen 36.
Fortschaufelungsöfen 66. 265.
Franklinit 341.
Franzofen 336.
Französ. Bleiflammofenproc. 6. 9. 20.
Freiberg, Blei-Doppelöfen 31. Pilz'scher Ofen 33. Bleierzröstung in Schachtöfen 62; in ungar. Flammöfen 65; in engl. Flammöfen 65; in comb. Flamm- und Muffelöfen 66; Fortschaufelungsofen 69. Bleihüttenbetrieb 77. Glättefrischen 91. Abstrichfrischen 94. Bleischlackenschmelzen 95. Bleiraffination 103. Kilns 117. Spursteinröstung für die Schwefelsäureextr. 141. Kupfersteinspuren im Schachtofen 143, im Flammofen 146. Kupferhüttenprocess 167. Schlackenroharbeit 214. Speiseverbleiung 215. Abtreiben 237. Silberraffiniren 244. Pattinsoniren 253. Frühere Erzamalgamation 263. 273. Schwefelsäurelaugerei für Kupfersteine 295. Goldscheidung 326. Zinkgewinnung 372. Darstellung v. Arsenikalien 398. 401. 404. 407. Wismuthgew. 420. Speiseconcentr. 424.
Frischen, von Glätte 88; von Kupfer 218.
Frischpfanne 218.
Frischstück 218.
Fuller's Entsilberungsmethode 208. 314.

G.

Gaareisen 151. 160.
Gaarherd 154, kleiner 154, grosser 155.
Gaarkrätz 153.
Gaarkupfer 152.
Gaarmachen d. Kupfers 110. 149.
Gaarschlacken 153.
Gaarspan 151.
Galeerenofen 405.
Galmei, edler 340, Kiesel- 340. 355.
Gaultier de Claubry's Kupferhüttenprocess 189.
Gebläseluft, heisse beim Bleierzschmelzen 41; z. Bleiraffination 101; beim Rohschmelzen 211; beim Abtreiben 226.
Gebläseschachtöfen, für Bleierze 30.
Gefässöfen, z. Kupfererzrösten 121.
Gelbbleierz 2.
Gelferz 106.
Gelfkupfer 148.
Gerstenhöfer's Ofen 62. 118. 140. 348.
Gezäh, s. Werkzeuge.
Gibb's und Gelstarp's Röstofen 266.
Gichtgase, aus Kupferöfen 136.
Gichtschwamm 341.
Giftthürme 387. 401.
Gladbach, Zinkhütte 372.
Gladenbach, Nickelsteindarst. 427.
Glaserz 204, geschmeidig 204.
Glätte 88. 96. 233.
-frischen 88.
-schlacke 88.
-krätz 88.
Frisch- oder Silber- 233.
-gasse 233.
-periode beim Abtreiben 232.
-rand 223.
rothe, Gold-, Handels- 233.
Scheide-, Vorschlags- 234.
-schlacke 232.
schwarze, kupfrige, wilde, Fuss- 92. 233.
Glimmerkupfer 150. 153.
Gold 202.
-amalgam 306. 309.
Berg- 304.
Brand- 307.
-cementation 319.
-erze 303.
in Bleiglanz 1.
-kiese 303.
-krätzen 87.
-lutte 311.
Mühl- 307.
-mühlen 308. 310.
Pochwerks- 307.
-production 304.
-scheidung 318.
Schwefel- 319.
Seifen- oder Wasch- 304.
-staub 305.
-wäschen 304.
Gossage's Kupferhüttenprocess 189. 192.
Granuliren, von Schwarzkupfer 157. 217, von Kupferstein 175; von Raffinirkupfer 184; von Goldsilberlegirungen 321.
Granulirofen 217.
Grauspiessglanz 408.
Greenside, Bleiherdarbeit 25.
Grosby's Röstofen 268.
Grünbleierz 2. Verhüttung 87.
Grünthal, Kupferhüttenprocess 169.
Guanaxuato, Arrastraamalgam. 280.
Gyps, beim Kupferschmelzen 123.

H.

Haarkies 421.
Haarkupfer 142. 178.
Hacienda 275.
Halden aus Zinkrückständen 383.
Hähnerofen 337.
Hammergaarherd 159.
Hammergaarmachen d. Kupfers 110. 159.

Hartblei 92. 408.
-analysen 93.
-frischen 92.
-saigern 93.
Hartbrüche 393. 396.
Härtlinge 393. 396.
Hartmetall 178.
Hartstücke, Abpochen 160.
Hasenclever's Schachtröstofen 62. 121. Flamm- und Muffelröstofen 66. 351.
Hatsch-Process 308.
Haufenröstung, für Bleierze 58; für Kupfererze 113; für Kupfersteine 140.
Hauzeur's Zinkofen 361.
Havre, Werkbleients. d. Zink 259. 261.
Henderson's Kupferhüttenproc. 193.
Herd, bleiischer 94. 235.
Herddrang 232.
Herdöfen f. Bleierze 2. 24. Vergleichung mit Flammöfen 25.
Hilside's Röstofen 266.
Höllenmauer 227.
Holywell 15.
Holzappel, Bleiflammofenproc. 13. Fortschaufelungsofen 69. Bleiarbeit 81. Glättefrischen 89. Abstrichfrischen 94. Silberraffiniren 245.
Horno Reverbero 13.
Horzowitz, Quecksilbergew. 333.
Huelgoat, Amalgam. 276. 279.
Huelva, Kupfererzröstung 116. Cementkupfergewinnung 202.
Hungerford's Concentrator 281.

J.

Japan, Kupferhüttenprocess 166.
Idria, Quecksilbergew. 336. 337. 340.
Indien, Kupferhüttenprocess 166.
Joachimsthal, Schachtöfen 31. Frühere Bleihütte 54. Silberhaltige Erze 215. Silberextr. mit unterschwefligs. Natron 300. Chlorsilberfällung 302. Wismuthgewinnung 419.
Jodsilber 205.
Johannisthaler Hütte, Galmeibrennen 345. Blenderöstung 350.

K.

Kaafjord, Kupferhüttenprocess 186.
Kalk, z. Entschwefel. v. Bleiglanz 4; beim Flammofenprocess 14; z. Bleiraffination 104.
Kalisulfat, z. Bleiraffination 105.
Kapnik, Bleisaigern 101.
Kärnthner Bleiflammofen 11. Flammofenprocess 10. 11. 14. Doppelöfen 12. Tripelöfen 12.
Kast'scher Rundofen 34.
Keith's Röstofen 265. Amalgamator 312.
Kent's Röstofen 268.
Kernröstung 114.
Kerpely's Treppenröstofen 351.
Kiehnstock 218.
Kieselkupfer 107.
Kiesrückstände, Kupfergewinnung 189.
Kieselsäure, bei Bleiflammofenprocessen 6. 15.
Kinkele's Röstofen 266.
Kilns 58. 59. 61. 117, 140.
Kiss' Kalksulfatlaugerei 301.
Klefva, Nickeldarst. 427. 430. 434.
Klemann's Zinkofen 365.
Knörperschmelzen 45.
Kobalterze, silberhaltige 215.
Kochsalz, z. Bleiraffination 104.
Kochsalzlaugerei, f. Silber 283; f. Silber und Gold 316.
Kollermühlen 279. 309. 352.
Kongsberg, Kupfergaarmachen 158. Verarbeitung von ged. Silber 206. Silbererzroharbeit 213. Silberraffiniren 243.
Königswasser, z. Golderzlösung 318; z. Goldscheidung 320.
Kopp's Kupferhüttenproc. 192.
Krählofen 64.
Krätzkupfer 153.
Kröncke's Process 278.
Krystallisirsysteme b. Pattinsoniren 247.
Kupfer 105.
-analysen 164. 185.
-arseniat 107.
-asche 160. 162. 163.
Barilla- 105. 169.
-boden 177. 178.
-brechen 216.
-cementation 195.
Eigenschaften 162.
-erze 105. 187. 214.
-extractionsrückstände 195.
-fälllutte 196. 287.
-frischen 217.
Gaar- 110. 152.
-gaarmachen 110.
-gaarkrätz 110.
gediegenes 105. 168. 187.
-glimmer 150.
-glanz 106.
-glühspan 160.
-granuliren 152.
-grün 107.
Haar- 142. 178.
hammergaares 162.
-hammerschlag 163.
Hüttenprocesse, deutscher 108, englischer 169, nasse 188.
-indig 106.
japanisches 162.
in Blei 44.
junges 152.
-knospen 140.
-legirungen, Extraction 194.
-nickel 421.
-oxydul im Gaarkupfer 150. 160.
-pecherz 107.

Kupferphosphat 107.
-preise 170.
-raffiniren 180.
-regnen 150.
rohgaares 152. 182.
-sand 105. 169.
-schaum 258.
-schiefer 106.
-schwärze 107.
-sprühen 150. 182.
-speise 109. 136.
überpoltes 160. 183.
übergaares 152. 160
-verblasen 184.
-vitriol 107. 194. 198. 325.
Kupferberg, Kupferhüttenprocess 165.
Kupferkies 106.
Kupferstein, Concentrat. 138. Verblasen 139. Röstung 139.
Kuschel und Hinterhuber's Röstofen 266. 345. 349. 350.

L.

La Lincouln, Antimongew. 411.
Lancashire, Cementkupfergew. 203.
Landsberg, Quecksilbergew. 333.
Lasur 107.
Laugegefässe 194.
Laurion, Bleischlackenschmelzen 95.
Lautenthal, s. Oberharz.
Lechamalgamation 273.
Lehigh, Galmeibrennen 343. Blenderöstung 348. Zinkdestillation 378.
Lend, Silberroharbeit 213.
Leopoldiofen 336.
Letmathe, Galmeibrennen 345. Blenderöstung 349. Zinkdestillation 377.
Letternmetall 93.
Levy's Kupferhüttenprocess 192.
Linottes 2.
Linz, Kupferhüttenprocess 165. Cementkupfergewinnung 200. 202. 203. Blenderöstung 348.
Lippine, s. Oberschlesien.
Loher Hütte, Fortschaufelungsofen 69. Silberfeinbrennen 242.
Löllingit 396.
Louyet's Nickeldarst. 433.
Lurlet 126.

M.

Magistral 276.
Magnetkiese, nickelhaltig 422. 425.
Magurka, Goldamalgamation 311. Antimongewinnung 410. 414.
Malbosc, Antimongew. 410. 411.
Malachit 107.
Manganchlorür, Lösungsmittel für Kupfererze 193.
Manhattan, Amalgamation 282.
Manilla, Kupfererzröstung 114. 126. Herdöfen z. Kupferschmelzen 129. Kupferhüttenprocess 165.
Mansfeld, Raschetteofen 33. Bleischlackenschmelzen 95. Kupferschieferröstung 114. Schiefer-Schmelzöfen 127. 131. 132. Schieferschmelzen 134. Kupfersteinröstung in Gerstenh. Ofen 141. Spursteinröstung für Ziervogel's Process 141. Flammofenspuren 144. Schwarzkupferschmelzen 149. Gaarschlackenschmelzen 153. Kupferhüttenprocess 167. 186. Kupferraffinirofen 181. Silberraffiniren 245. Doppelröstofen 266. Silberextraction 289. Darst. v. Nickelspeise 423, v. nickelh. Schwarzkupfer 428. 434.
Manyacan, Kupfererzröstung 114.
Marienhütte, Niederschlagsarbeit 54.
Massicot 96.
Matra, Cementkupfergew. 204.
Mechernich, Fortschaufelungsofen 70. Bleierzarbeit 82.
Melanglanz 204.
Membach, Fortschaufelungsofen 68.
Mennige 96.
Metallstein 177.
Mexico, Bleiflammofenpr. 24. Bleischachtofenprocess 77. Silbererzschmelz. 209. Erzamalgamation 273. Cazoproc. 277.
Miargyrit 204.
Mieres, Quecksilbergew. 336.
Millerit 421.
Mimetesit 2.
Misspickel 396.
Monnier's Kupferhüttenprocess 189. Silberextraction 293.
Montana, Amalgamation 312.
Montefioreofen für Zinkstaub 382.
Montezumawerk 86. 209.
Moresnet, s. Altenberg.
Muffelofen z. Kupfersteinröstung 141.
Mühlbach, Pilz'scher Ofen 34. 134. Kupferhüttenprocess 166.
Mühlengasse (Commern), Bleiarbeit 83.
Mühlhen's Kupferhüttenpr. 193.
Mühlheim a/Rh., Raschetteofen 33.
Münsterbusch, s. Stolberg.
Münsterthaler Hütte, Niederschlagsarbeit 54.
Murtche 126.
Müsen, Bleierzröstung 58. 60. Glättefrischen 92. Abstrichfrischen 94. Kupfergaarmachen 155. Kupferhüttenpr. 166.
Münzen, Entsilberung durch Blei 216.
Mutterlaugen, von der Cementkupferfällung 198.

N.

Nachsetzen beim Abtreiben 225.
Nagybanya, Kupferhüttenprocess 166.
Näpfchenkobalt 396.
Nasenschmelzen, beim Bleierzschmelzen 41. 48.

Natriumamalgam, bei der Goldamalgation 306.
Neu-Almaden, Quecksilbergew. 333. 337.
Neugranada 319.
Neu-Idria, Quecksilbergew. 333.
Neusohl, Bleischachtöfen 31.
Nevada, Bleihüttenbetrieb 77. Cementkupfergew. 203. Goldamalgamation 311.
Newark, Zinkoxydgewinnung 353. 354.
Newton's Zinkofen 357.
Norwegen, Nickeldarst. 427.
Nickel 421. 428.
-antimonkies 421.
-arsenkies 421.
-glanz 421.
-haltige Kiese und Hüttenproducte 422. in Bleihüttenprod. 44. 225.
-kupferlegirungen 428.
-ocker (Blüthe) 422.
-schwamm 429.
-speise 422.
-stein 425.
-vitriol 431.
Würfel- 428.
Niederschlagsarbeit f. Bleierze 2. 6. 7. In Flammöfen 22. In Schachtöfen 30. 44. Beim Kupferschmelzen 111. 127. 139.
Nischnetagilsk, Kupferh. 165.
Nova Scotia, Amalgamat. 313.

O.

Oberharz, Bleiflammofenproc. 6. 16. 21. Bleisteinöfen 30. Schliegöfen 31. Raschetteofen 32. 50. Kast'scher Ofen 34. 52. Pilz'scher Ofen 34. 52. Glättefrischofen 38. Niederschlagsarbeit 49. Analysen von Producten 52. Bleisteinröstung in Kilns 62. Glättefrischen 91. Abstrichfrischen 94. Kupfererzröstung 114. Brillenofen 132. Kupfersteinspuren 143. Gaarschlackenschm. 153. Kupfergaarmachen 158. Kupferhüttenpr. 166. 167. Einträuken von Silberverb. beim Abtreiben 208. Abtreiben 236. Silberfeinen 241. 244. Pattinsoniren 254. Werkbleients. d. Zink 258. 260. 261. Schwarzkupferextraction mit Schwefelsäure 298. Darst. v. Arsenikalien 400 404. Nickelspeisedarst. 425.
Oberlech 146. 148.
Oberschlema, Speiseamalgamation 274.
Oberschlesien, Galmeibrennen 345. Zinkofen 363. Zinkdestillation 367. 371. 372. Cadmiumgewinnung 384.
Oeblarn, Kupferhüttenprocess 167.
Ofenbrüche 43. 76. 138. 348.
Ofendimensionen, f. Bleiöfen 36.
Ofengalmei 76. 341. 348.
Ofenrauch 138.
Ofenzustellung, für Bleiöfen 36.
O'Hara's Röstofen 267.
Ollivier und Perret's Röstofen 62.
Operment 407.
Osmiridium in Gold 318. 324.
Oxysulfurete v. Blei 5.
Owyhee, Amalgamation 281.

P.

Palladium, in Gold 318. 324.
Par, Bleiflammofenproc. 7. 23. Zinnerzröstung 387.
Parkes' Doppelofen 141. 172. Zinkprocess z. Entsilberung von Werkblei 222. 256.
Patera's Nickeldarst. 433.
Patioprocess 275.
Pattinsonirapparate 249. 251.
-geräthschaften 251.
Pattinsoniren 98. 221. 246. Hand- 251, mechanisches 258.
Paul's Amalgamator 113.
Pavas 86.
Pavos 86.
Pellet's Quecksilberofen 336.
Perm, Gaarschlackenschmelzen 153. Gaarmachen 157. Kupferhüttenprocess 169.
Perret's und Ollivier's Röstofen 122.
Peru, Bleiflammofenprocess 23.
Pesey, Flammofenpr. 21.
Petrins 365.
Pfannenschmied'scher Process 319.
Phönixhütte, Kupfererzschmelzofen 132. Gaarschlackenschmelzen 154. Kupferhüttenprocess 166.
Pickschiefer 219.
Pilz'scher Rundofen 33. 34. 36. Als Spurofen 37. Oberharzer 209.
Pimpledmetall 177.
Plagma 319.
Pise, Ofen mit eisernen Wänden 35. Wasserformen 41. Fortschaufelungsofen 69. Röstreductionarbeit 84. Werkbleients. d. Zink 259.
Plattner's Goldchlorationsprocess 315.
Platin 327, in Gold 318. 324.
-blei 329.
-iridium 329.
-metalle 327.
Roh- 328.
-rückstände 328.
-seifen 327.
de Point, Bleiflammofenproc. 7. 23.
Polen, des Bleies 97.
Polybasit 205.
Ponsard's Zinkflammofen 356.
Pontgibaud, Fortschaufelungsofen 68. Röstreductionsarbeit 84.
Poullaouen, Bleiflammofenproc. 6. 21. 22. Glättefrischen 89. Einträuken von Silbererzen 208. Silberraffiniren 243.
Pribram, Bleiherdarbeit 25. 28. Bleischachtöfen 31. Pilz'scher Ofen 34. Cokes beim Bleierzschmelzen 39. Niederschlagsarbeit 54. Stadelröstung 90.

Flammofenröstung 66. Röstung in comb. Flamm- u. Muffelöfen 66. Röstreductionsarbeit 81. Glättefrischen 89. 91. Abstrichfrischen 94. Silberraffiniren 244.
Puddelschlacken, z. Bleiraffiniren 103.
Purpurmetall 177.
Pyrargyrit 205.

Q.

Quartation 319.
Quecksilber 330. Beim Stadelrösten 116.
-chlorid z. Kupferreinigung 161.
-russ 331.
-schwarz 331.

R.

Ramsbeck, Bleiarbeit 83.
Raschetteofen 32. Nach Skinder 127.
Rauschgelb 407.
Rauschroth 404.
Realgar 405.
Rebellische Erze 276.
Reese-River-Process 273.
Regulusmetall 176.
Reichenstein, Goldextr. 316. Arsendarst. 398. Darst. v. arseniger Säure 400. 404, v. gefärbten Arsengläsern 406. 407.
Reichtreiben 226.
Reichverbleiung 214.
Reissherd 155.
Reverbero de Cuba 13.
Castellano 13.
Rewdanskit 422. 434.
Rheinbreitenbach, Cementkupfergewinn. 200. 203.
Rhenania, Blenderöstung 351.
Rhonehütten, Niederschlagsarb. in Flammöfen 22. Bleierzröstung 60. 66. Bleihüttenbetrieb 77.
Ribas, Darstellung v. Arsenikalien 398. 400. 404.
Richardson's Kupferhüttenproc 192.
Richelsdorf, Kupferhüttenprocess 165.
Riotinto, Kupfergew. 202.
Ripa, Quecksilbergew. 338.
Rivot u. Phillips' Bleihüttenpr. 87.
Rivot's Röstofen 267. Amalgamirverfahren 282. 311.
Roasten 177. 179.
Rohschlacke 136. 176. 212.
Rohschmelzen, v. Kupfererzen 122. 173, v. Silbererzen 210, v. Golderzen 314.
Roheisen, kupferhaltiges 147. 169, goldhaltiges 315.
Rohkupferschmelzen 147.
Rohstein 109. 135. 176. 210. 211.
-probe 200.
Röraas, Kupfererzschmelzofen 133. Kupferhüttenprocess 165. 166.
Röstöfen, rotirende 189.
Rosettiren 152.
Rosettenkupfer 152.
Rosieofen 27.
Rösten der Bleierze 2. 57; der Kupfererze 112; von Kiesen 188.
Röstgezäh 42.
Röstöfen f. Silberamalgamation 265; für Goldamalgamat. 308. Mechanische 266.
Röstreactionsarbeit f. Bleierze in Flammöfen 2. 5. 9.
Röstreductionsarb. f. Bleierze in Schachtöfen 30. 45. 55.
Rotherhithe (London), Antimongew. 412. 415.
Rothgiltigerz 205.
Rothkupfererz 107.
Rothnickelkies 421.
Rothöfen, z. Realgarbereitung 405.
Rothspiessglanz 408.
Rothzinkerz 341.
Rouen, Pattinsoniren 256.
Rubinschwefel 405.
Rückstände, vom Bleiflammofenprocess 6. 8. 24.
Rührwerk z. Amalgam. 282. 302.
Russberg, Niederschlagsarbeit 54.

S.

Saalfeld, Raschetteofen 33.
Saigern von Abstrich 92, von Hartblei 93, von Blei 101, v. silberhaltigem Kupfer 216. 218.
Saigerblei 219.
-dörner 395.
-herd 219.
-krätz 219.
Sala, Niederschlagsarbeit 54. Glättefrischen 91.
Sandarach 404.
Salpeter, z. Bleiraffination 104; z. Kupfersteinconcentration 112; zur Nickelgew. 424. 428.
Salzburg, Goldamalgamat. 311. Nickelspeisedarst. 423. 424.
Sardinien, Bleischlackenschmelzen 95.
Säurelaugerei z. Silbergewinnung 293.
Schachtscheider 36.
Scheibenreissen 152.
Schemnitz, Bleiöfen 30. Bleisaigern 101. Kupferhüttenprocess 168. Goldamalgam. 311. Lechentgoldung durch Chlor 317.
Scherbenkobalt 396.
Schlacken, graue Bleiflammofen- 8. 24.
-verminderung beim Bleiofenbetrieb 42.
-rösten 66. 70.
-töpfe 74.
Schlackenherd 28.
englischer 28.
castillianischer 29.
spanischer 29.
Schleudermühle 353.
Schlicker 97. 248.

Schmöllnitz, Kupfersteinröstung 140. Schwarzkupferschmelzen 149. Kupfergarmachen 155. Gaarmachen antimonreicher Kupfer 157. Hammergaarmachen 161. Kupferhüttenproc. 166. 168. Cementkupfergew. 199. 202. Silberfeinschmelzen 245. Schwarzkupferextraction 288. Schwefelsäurelaugerei f. Kupfersteine 296.
Schneeberg, Wismuthgew. 418. Speisedarst. 423. 424.
Schnepper 227.
Schrifterz 302.
Schwarzbleierz 2.
Schwarzblick 226.
Schwarzkupfer 110. 146. 148. 177. 179.
-arbeit 146.
-schlacken 148. 179.
-raffination 180.
galvanische Reinigung 199.
-verbleiung 216.
-amalgamation 274.
Schwarzmachen 146.
Schweden, Kupferschmelzöfen 129.
Schwefelalkalien u. s. w., zur Entwicklung von Schwefelwasserstoff 199.
Schwefelkiesrückstände, Entkupferung 204.
Schwefelwasserstoff, zur Kupferfällung 198; zur Goldfällung 315.
Schweel 136.
Schwefel, in Bleischlacken 56. 73; in Kupferschlacken 126. Gewinnung beim Erzrösten 114.
Schwefelarsen, zur Bleireinigung 105.
Schwefelblei, zur Bleireinigung 90. 105.
Schwefelkies, b. Bleiflammofenproc. 6; z. Bleireinigung 90. Nickelhaltig 422. 425.
Schwefelmetalle, Röstverh. 57. 112. Verbrennungs-, Röst- und Entzündungstemperatur 113.
Schwefelprobe, volumetr. 66.
Schwefelsäurelaugerei f. Kupfersteine 294, für Schwarzkupfer 296.
Schwefelsäurenebel beim Rösten 113.
Schwefelwasserstoff, aus Schwefelkies 112.
Schwerspath, beim Bleiflammofenproc. 3. 7. 16; beim Bleischachtofenbetr. 46. 73; beim Kupferschmelzen 123. Zersetzung durch Kohle 206. Zur Schwefelwasserstoffentwicklung 199.
Sclegneaux, Fortschaufelungsofen 69.
Septèmes, Antimongew. 413. 415.
Sibirischer Glättefrischherd 90.
Siegen, Bleihüttenbetrieb 76.
Siemens' Regenerativ-Gasfeuerung an Zinkdestilliröfen 360. 369. 372.
Silber 204.
-amalgam 204. 271.
-blick 234.
-borten 234.
-erze 204. Röstung 114.
Silberextractions-Rückstände 147.
-feinbrennen, Raffiniren 239.
-feinschmelzen 245.
gediegen 204. 207.
-glanz 204.
in Bleiglanz 1. 205.
-kerate 205.
-krätze 240.
-kupferglanz 106. 205.
Schwefel-, Zersetzbarkeit 3. 7.
-verflüchtigung b. Kupfererzrösten 114.
Silesiahütte 372. 383.
Sinterrösten 67. 70.
Skinder's Raschetteofen 33. 127.
Skofia, Cementkupfergew. 203.
Skumnas 3. 46. 124. 126.
Snailbeach, Bleiflammofen 10. Bleiprocess 16.
Soda, z. Bleikrätzreduction 103; z. Bleiraffination 105.
Spanien, Bleiflammofenprocess 10. 13. 16. Weissbleierzverhütt. 86. Bleischlackenschmelzen 95. Galmeibrennen 343.
Spanprobe 160.
Speise, Bildung bei Kupfererzen 111. 126. Verbleiung 215. Amalgamation 274.
Spence's Röstofen 173. Kupferhüttenpr. 193.
Spleissofen 155.
Spongy metal 177.
Spratzen des Silbers 240.
Sprödglaserz 204.
Sprühkupfer 150.
Spuren 138. 142.
Spurflammofen 145.
Spuröfen 37. 131.
Spurschlacken 143.
Spurstein 138. 142.
Stadelröstung f. Bleierze 58; f. Kupfererze 115; für Kupfersteine 140.
Stadtbergen, Kupferraffinirofen 181. Cementkupfererzgew. 200. 201.
Stannit 385.
Stassfurter Abraumsalz, zur Bleiraffination 104.
Staubrösten 71.
Staubstrom-Röstmethode 62.
Steigen des Kupfers 160. 182.
Stein, von der Bleiflammofenarbeit 8.
Stefanshütte, Kupferschmelzofen 132. Kupfersteinröstung 140. Schwarzkupferschmelzen 149. Kupfergaarmachen 158. Kupferhüttenprocess 168. 194. Cementkupfergew. 203. Speiseamalgamation 274. Schwarzkupferamalg. 275. Kochsalzlaugerei 286. 287. Speiseextraction 287. Antimongew. 415.
Stetefeldt's Röstofen 63. 268. 348.
Steyersche Röststadel 115.
Stipperstones 16.
Stolberg, Schachtöfen 30. 36. Raschetteofen 32. Wasserformen 41. Fortschau-

felungsofen 68. Bleierzschmelzen 81. Weissbleierzverhüttung 86. Bleiraffination 103. Pattinsoniren 255. 256. Werkbleientsilberung d. Zink 258. 260. Blenderöstung 349. 351. Zinkdestillation 367. 371. 372.
Stralgen 407.
Streukupfer 150.
Stupp 331.
Südwales, Kupferhüttenprocess 185.
Sulu 130.
Sulunase 138.
Suluöfen 130.
Sumpföfen 36. 129.
Szaska, Kupferhüttenprocess 166.
Swansea, silberhaltige Zinkblende 215. Schwarzkupferentgoldung durch Chlor 318. Blenderöstung 349. 350. Zinkoxydgewinnung 354. Zinkdestillation 367. 378.

T.

Tajova, Kupferhüttenprocess 168. 214. Schwarzkupferextraction 287.
Tarnowitz, Bleiflammofenprocess 7. 18. Flammofen 10. 18. Niederschlagsarb. im Flammofen 22. Schachtöfen 30. Spurofen 38. Steinkohlen b. Bleierzschmelzen 40. Niederschlagsarbeit im Schachtofen 53. Fortschaufelungsofen 68. Röstreductionsarbeit 83. Abtreiben 237. Silberraffiniren 243. Pattinsoniren 254. Werkbleientsilber. d. Zink 258. 259.
Tellermetall 272.
Tellur, in Gold 324.
Tellurerze, Silbergew. 302. Goldgewinn. 302. 314.
Tellursilber 204. 208. 209.
Tessié du Motay's Kupferhüttenproc. 112. Silberhüttenprocess 213.
Test 241.
Testasche 240. 419.
Thonbrennöfen 366.
Thonerdesulfat, Lösungsmittel für Kupfererze 193.
Thonknetmaschinen 365.
Tiegelöfen 36. 132. 147.
Tough pitch copper 162.
cake copper 177.
Tubalkain, Kupferhüttenprocess 186.
Twiste, Kupfergewinnung 188.
Torta 277.
Treibehut 228.
Treibmergel 230.
Treibofen 225.
Freiberger 227.
Tarnowitzer 229.
englischer 238.
-gezäh 230.
Triplier's Kupferhüttenproc. 193.
Tyrol, Goldamalgamat. 311.

U.

Ungarn, Bleihüttenbetrieb 77. Glättefrischen 92. Kupferhüttenprocesse 166. 168. Silbererzroharbeit 214. Erzamalgamation 273. Speiseamalgamation 274. Tellurgolderze 314. Quecksilbergew. 334. Antimongew. 415. Nickelspeisedarst. 423.
Ungarscher Röstofen 65.
Unterharz, Bleiöfen 30. Zinkstuhl 56. Zinkvitriolgewinnung 56. 57. Röstung von Bleierzen 58. 61. Bleischmelzproc. 75. 77. Glättefrischen 91. Abzugfrischen 92. Abstrichfrischen 94. Kupfererzröstung in Haufen 115. Kilns 117. Kupfererzschmelzofen 129. Kupfersteinspuren 143. Kupferverblasen 158. Hammergaarmachen 161. Kupferhüttenproc. 167. Cementkupfergew. 200. Silberfeinen 241. Werkbleientsilberung d. Zink 258. Schwarzkupferextraction mit Schwefelsäure 298. Goldscheidung 327. Speiseconcentration 424.
Unterschwefelblei 1. 14.
Unterschwefligsaure Salze zur Silberextraction 300; zur Goldextraction 316.
Unterwind an Treiböfen 225; an Zinköfen 361. 370.
Utah, Bleihüttenbetrieb 77.

V.

Vallalta, Quecksilbergew. 338.
Valentin Cocq, Zinkhütte 371.
Varallo, Nickelgew. 428.
Verblasen von Schwarzkupfer 157.
Verwitterung, von Kiesen 188.
Vialas, Fortschaufelungsofen 69. Röstreductionsarbeit 84.
Victor Friedrichshütte, Niederschlagsarbeit 53. Silberfeinbrennen 242.
Vienner Bleiflammofen 6. 7. 22.
Vogl'sche Bleiofenconstruction 31.

W.

Waschbottichamalgam 271.
Washoeprocess 280.
Wasserdampf, z. Zerleg. von Bleiglanz 4, zum Bleiraffiniren 99. In Kupfererzschmelzöfen 133. Beim Kupfergaarmachen 158. Beim Abtreiben 277. Beim Pattinsoniren 249. Zum Blenderösten 346.
Wasserlaugerei 288.
Weissantimonerz 408.
-bleierz 2. 85.
-metall 177.
-nickelkies 421.
-spiessglanz 408.
Wellnersche Stadeln 58.

Werkblei 43. 207.
Werkzeuge, bei der Bleiflammofenarbeit 8. Beim Rösten und Schachtofenbetrieb 42.
Wiege zum Goldwaschen 305.
Widnes Metal Works, Kupfer- und Silberextract. 301.
Willemit 340.
Wilson's Röstofen 267.
Winderhitzung, bei Kupferöfen 133.
Wismuth 416.
-arsen 416.
-erze 416; silberhaltig 215.
gediegen 416.
-glanz 416.
-glätte 416.
in Zinnerzen 390.
im Blei 99. 224.
-kupferglanz 106.
-silber 224.
-saigerofen 417.
Wölfe 137.
Wolfsberg, Antimongew. 410.
Wolfram, in Zinnerzen 387. 388.

Z.

Zähepolen des Kupfers 183.
Zalathna, Quecksilbergew. 333.
Zancudohütte 213.
Ziegelerz 107.
Ziervogel's Silberextractionsproc. 288.
Zink 340. 379.
-asche 379.
-blüthe 341.
-erze 340.
-grau 56.
-läuterung 380.
Zinkoxyd, krystallisirt 383; Anreicherung 353.
-schaum 258. 260.
-spath 340.
-schwanz 100.
-stuhl 56. 75.
-vitriol 56. 57. 75.
Zinkblende 215. 341. Röstung 345.
Zinköfen 356, schles. 363, schles.-engl. 365, belg.-schles. 368, belg. 373, engl. 378.
Zinkprocess z. Werkbleientsilberung 222. 256; für Golderze 315.
Zinn 385. 393.
-asche, Krätze 394.
-barilla 385.
-körner 395.
-pauschen, Flössen 395.
-pauschherd 395.
-polen 395.
-raffination 394.
Rollen- oder Ballen- 395.
-sand 385.
-stein 385.
Werk- 393.
-zwitter 385. 386.
Zinnerz 385.
Berg- 385.
Seifen-, Wasch- 385.
Zinnschlacken 395.
-treiben 386. 395.
Zinnwald, wolfram. Natron 390. Zinnerzschmelzen 392.
Zsarnowitz, Bleierzröstung 65. Kupfererzschmelzofen 133. Abtreiben 237. Silbererzschmelzen 214.
Zugschachtöfen 30. 36. 86.
Zweibrücken, Quecksilbergew. 332.
Zwischenkrystalle b. Pattinsoniren 247.

Leipzig.

Druck von A. Th. Engelhardt.